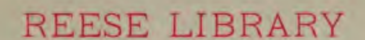
CH. DEFRANCE

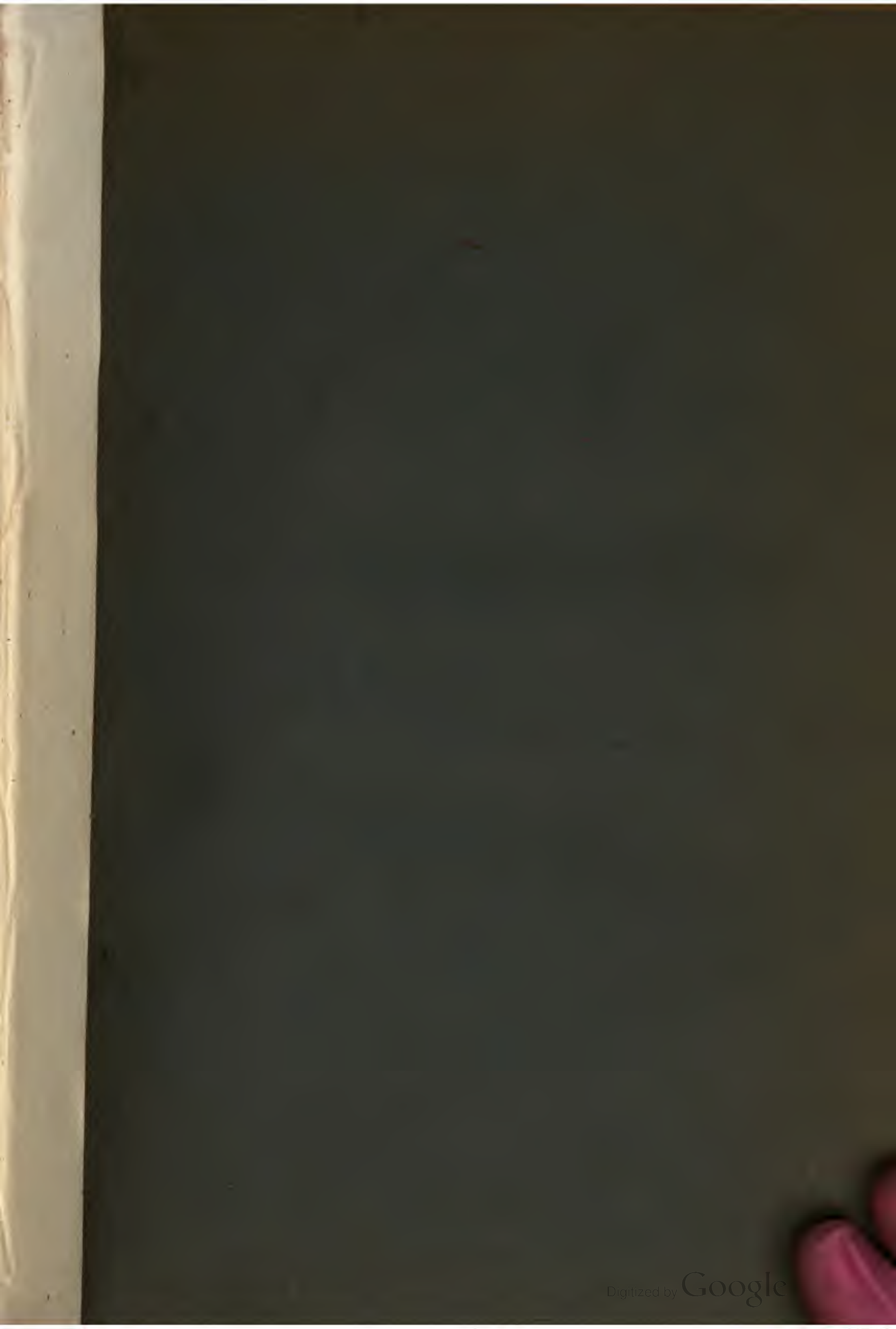
EXTRACTION DU CUIVRE, DE L'ARGENT ET DE L'OR PAR LA VOIE HUMIDE

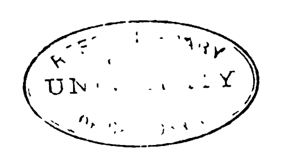
PARIS

BAUDRY & CIE EDITEURS









EXTRACTION

DU CUIVRE, DE L'ARGENT ET DE L'OR

PAR LA VOIE HUMIDE

EXTRACTION

DU CUIVRE, DE L'ARGENT

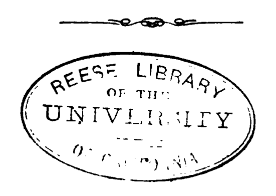
ET DE L'OR

PAR LA VOIE HUMIDE

PAR

CH. DEFRANCE

INGÉNIEUR CIVIL



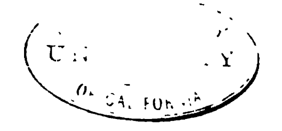
PARIS

LIBRAIRIE POLYTECHNIQUE, BAUDRY ET Cie, ÉDITEURS

15, RUE DES SAINTS-PÈRES, 15

MAISON A LIÈGE, RUE DE LA RÉGENCE, 21

1897



AVANT-PROPOS

L'industrie de l'extraction des métaux par les procédés chimiques, ou voie humide, a fait des progrès incessants depuis quelques années, et est devenue une des branches les plus importantes de la métallurgie de certains métaux et principalement du cuivre, de l'argent et de l'or.

Comme cela est toujours le cas, à côté des découvertes nouvelles que l'on a appliquées, on trouve dans les méthodes actuelles de traitement beaucoup des procédés imaginés par nos devanciers et leurs études ont servi de base aux modes d'extraction que l'on rencontre dans les nombreuses usines, petites et grandes, établies actuellement dans tous les pays de l'Europe et de l'Amérique du Nord.

L'extraction des métaux par la voie humide n'ayant pas encore donné lieu à une étude spéciale et n'étant que relatée d'une façon généralement succincte dans les divers

traités de métallurgie, j'ai pensé qu'il y aurait intérêt à réunir dans un ouvrage spécial les données permettant de se rendre compte des progrès réalisés dans cette industrie depuis l'époque relativement récente de ses débuts jusqu'à nos jours.

J'ai divisé l'étude suivante en :

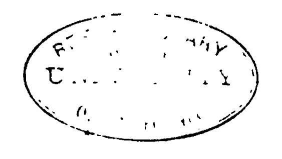
1° Extraction du cuivre; description des divers procédés d'extraction du cuivre par voie humide, modifications apportées dans divers établissements tant aux procédés qu'aux appareils employés ;

2° Extraction de l'argent. Description des divers procédés d'extraction de l'argent des minerais et de ses alliages, par voie humide ;

3° Extraction de l'or des alliages et des minerais ;

4° Electro-métallurgie en ce qui regarde ses relations avec l'industrie de l'extraction des métaux par voie humide ;

5° Méthodes de dosages et d'analyses usuelles dans les établissements extrayant les métaux par la voie humide.



EXTRACTION
DU CUIVRE, DE L'ARGENT ET DE L'OR
PAR LA VOIE HUMIDE

CHAPITRE PREMIER
EXTRACTION DU CUIVRE

La difficulté de traiter par voie de fusion certains minérais de cuivre de faible teneur, et le prix toujours croissant du combustible ont donné un grand essor à la fabrication du cuivre cémenté.

Depuis longtemps il est connu que les eaux provenant de certaines mines renferment de ce métal à l'état de sulfate. Agricola raconte que les eaux d'une mine de cuivre près de Schmölnitz, en Hongrie, attaquaient le fer et le transformaient en cuivre.

Vers 1840, les chimistes s'occupèrent de la question de l'extraction du cuivre, par voie humide, au point de vue industriel et pratique, et, depuis, cette industrie a fait des progrès incessants qui lui ont assuré une place importante dans la métallurgie du cuivre.

L'Angleterre, l'Allemagne, l'Autriche, l'Espagne, le Por-



tugal, la Belgique et la Scandinavie possèdent actuellement des établissements importants, spécialement affectés à l'extraction chimique du cuivre.

J'indiquerai successivement les divers procédés employés jusqu'à ce jour pour l'extraction du cuivre par voie humide, soit qu'ils aient été abandonnés, soit qu'ils servent encore avec ou sans modifications; j'indiquerai aussi le mode de traitement appliqué dans quelques établissements qu'il m'a été donné de visiter ou sur lesquels j'ai pu obtenir des renseignements précis.

Le mode de traitement varie suivant que l'on se trouve en présence d'eaux naturelles cuivreuses, de minerais oxydés carbonatés ou de minerais pyriteux. Ce sont ces derniers qui donnent lieu au traitement le plus important, et, dès 1880, les établissements extrayant le cuivre contenu dans les pyrites de fer cuivreuses ont fourni plus du tiers de la production totale du cuivre.

TRAITEMENT DES EAUX NATURELLES CUIVREUSES

Les eaux cuivreuses proviennent principalement des anciennes mines de pyrite cuivreuses ou de mines encore en exploitation, dont le développement des travaux est considérable. Dans nombre de ces mines le minerai est veiné de sulfate de cuivre que les eaux d'infiltration viennent dissoudre; dans d'autres, les poussières ou déchets abandonnés dans les travaux se sulfatisent peu à peu et ce sel est dissous par les eaux du fond.

Le lavage des haldes anciennes par les eaux de pluie, ou celles provenant de la fonte des neiges, donne aussi un liquide cuivreux que l'on peut souvent traiter avec fruit pour en retirer le cuivre. L'opération se fait partout d'une manière à peu près uniforme.

Les eaux sont menées dans des canaux ou des cuves, où, mises en contact avec du fer métallique, elles déposent le cuivre qu'elles renferment. Les dispositions dans lesquelles on remarque des variations, sont celles destinées à faciliter le traitement, tout en le rendant aussi complet que possible.

Parmi les établissements dans lesquels on extrait le cuivre contenu dans les eaux de mine, on peut citer : Schmölnitz, Wicklow, Maidampec, Rio-Tinto, San-Domingo, île d'Anglesea, Rammelsberg.

Schmölnitz. — A Schmölnitz, en Hongrie, les mines étant en profondeur, on est obligé d'élever au jour les eaux cuivreuses qui se produisent dans les travaux ; on se sert à cet effet de machines à colonnes d'eau.

La teneur de ces eaux n'est généralement pas fort riche, 1/2 p. 100 de cuivre environ. Pour un pied cube d'eau l'analyse indique :

$FeO\ SO^3$	= 0,331 de Vienne.	$Al^2O^3\ SO^3$	= 0,497 de Vienne
Fe^2O^3	= 4,458 —	$CaO\ SO^3$	= 0,063 —
$CuO\ SO^3$	= 0,081 —	$MgO\ SO^3$	= 0,303 —
$ZnO\ SO^3$	= 0,049 —		

Les eaux sont conduites dans des rigoles en bois légèrement inclinées et superposées de manière à former une sorte

de cascade. Ces rigoles, goudronnées, ont 12 pieds de long sur 1 pied de large et 10 de profondeur. On emploie 936 rigoles qui forment une longueur totale de 11 232 pieds de parcours à suivre par les liqueurs.

Dans ces rigoles on dépose de petites plaques de fonte de 10″ × 2 1/2″ × 1/2″ placées de manière à présenter la plus grande surface libre possible. Les eaux, circulant sur ces plaques, attaquent le fer et déposent le cuivre qu'elles contiennent. La précipitation est facilitée par le courant des eaux ; le précipité se trouvant en partie entraîné, les surfaces des plaques restent libres, et, par suite, le dépôt du cuivre se fait plus rapidement.

Les eaux, au sortir de la dernière rigole, sont recueillies dans de grands bassins, afin de permettre au précipité entraîné mécaniquement de se déposer.

Les plaques de fonte sont nettoyées tous les jours et l'enlèvement du précipité se fait tous les deux mois. Le précipité retiré est lavé dans des tambours à parois de toile métallique.

On place dans les rigoles 100 tonnes de plaques qui présentent aux eaux en traitement une surface de 131 250 pieds carrés. La quantité de liqueur passant annuellement par les rigoles est de 21 444 000 pieds cubes; elles donnent 220 tonnes de précipité à 57 p. 100 de cuivre.

Après le traitement, la liqueur renferme :

$Fe^2O\ SO^3 = 1{,}025$	$Al^2O\ SO^3 = 0{,}448$
$Fe^2O^3\ SO^3 = 0{,}011$	$CaO\ SO^3 = 0{,}060$
$CuO\ SO^3 = 0{,}005$	$MgO\ SO^3 = 0{,}288$
$ZnO\ SO^3 = 0{,}045$	

L'expérience a démontré que la fonte grise est la meilleure pour la précipitation du cuivre, la fonte blanche le précipite plus lentement et moins complètement.

On obtient, à Schmölnitz, un produit secondaire en recueillant l'ocre de fer qui se dépose dans de grands réservoirs, dans lesquels on laisse séjourner les eaux dont le cuivre a été extrait.

Rio-Tinto, Tharsis, San-Domingo. — Aux mines de Rio-Tinto et Tharsis, en Espagne, ainsi qu'à celle de San-Domingo, en Portugal, on obtient annuellement une assez forte quantité de précipité par le traitement des eaux cuivreuses provenant des anciens travaux.

Ces mines, exploitées déjà par les Romains et les Carthaginois, présentent de vastes et nombreuses excavations qui sont en partie noyées. Les eaux de ces anciens travaux ayant filtré au travers d'un gîte très puissant sont beaucoup plus riches que celles d'autres mines et renferment jusqu'à 1 et demi p. 100 de cuivre, ce qui rend leur traitement plus avantageux.

Rammelsberg. — A Rammelsberg, dans le Hartz, on conduit les eaux cuivreuses dans un bassin de dépôt en les faisant passer par des rigoles inclinées garnies de fer. Le précipité entraîné par le courant des eaux se dépose dans le bassin. La production insignifiante n'est que de 7 quintaux de précipité par an.

Ile d'Anglesea. — A la mine de Mona, près d'Amlweh, dans l'île d'Anglesea, on élève les eaux de la mine à l'aide de pompes en bois et on les réunit dans de grands bassins ou on les laisse séjourner afin de permettre le dépôt préalable de l'ocre et des impuretés qu'elles renferment.

Les eaux, ainsi clarifiées, sont ensuite dirigées dans des rigoles remplies de petites mitrailles de fer, formant une sorte de filtre au travers duquel la liqueur passe en abandonnant le cuivre qu'elle tient en dissolution. Le précipité obtenu a une teneur d'environ 15 p. 100 de cuivre et passe à la fusion avec des minerais riches.

La consommation de fer étant très forte, par suite de l'acidité des eaux traitées, on recueille à Mona une certaine quantité de sulfate de fer obtenu par cristallisation.

Wicklow. — Les eaux provenant de la mine de Wicklow, en Irlande, contiennent une petite quantité de cuivre en dissolution. Pour en extraire le cuivre, on les fait passer par une série de rigoles dont la suite est interrompue, de temps à autres, par des bassins plus profonds. Dans les rigoles, inclinées de 8 à 10 degrés, on place de la mitraille de fer. Le précipité entraîné est recueilli dans les bassins.

Les eaux provenant de quelques mines des *Cornouailles* sont traitées d'une manière similaire, mais leur faible teneur en cuivre ne permet d'en retirer que des quantités très modestes de métal.

TRAITEMENT DES MINERAIS OXYDÉS ET DES CARBONATES

L'extraction directe des oxydes et des carbonates de cuivre, à l'aide des acides minéraux, a donné lieu à de nombreuses recherches et à l'essai de divers procédés dont le défaut commun est le fait que les minerais de cette nature se présentent généralement dans une gangue renfermant de la chaux, des carbonates de chaux et de magnésie. La consommation d'acide est alors telle que le traitement n'est pas rémunérateur. On admet généralement que la teneur en chaux ne doit pas dépasser 3 p. 100 pour que le traitement par les acides soit avantageux.

Bischof a cherché à obvier à cet inconvénient en calcinant les minerais à gangue calcareuse dans des fours à chaux ordinaires, et ce, à une température à laquelle la chaux et la magnésie perdent leur acide carbonique sans que le cuivre s'allie à la silice. Les minerais ainsi calcinés sont traités par l'eau, qui forme alors un hydrate que l'on élimine par un débourbage. Les résidus, renfermant les parties minéralisées peuvent, ensuite, être traitées par un acide.

Méthode allemande par l'acide hydrochlorique. — Près du village de Twist, dans le Waldech, se trouvent des bancs de grès, d'épaisseur variable, fortement imprégnés de carbonate de cuivre. Ce minerai d'une teneur de 1,25 à 2 p. 100 de

cuivre, a été autrefois exploïté pour le traitement par fusion; mais ce procédé, trop onéreux, fut abandonné et l'on cessa l'exploitation du gisement.

La nature siliceuse de la gangue dans laquelle se présente le minerai de cuivre suggéra à M. Rhodius l'idée d'extraire ce métal à l'aide de l'acide hydrochlorique, et, vers 1855, il installa dans ce but un vaste établissement à Twist. Les appareils employés consistaient en : meules pour la pulvérisation du minerai, 16 cuves pour le lessivage à l'acide, et une série de bassins pour la précipitation du cuivre par le fer métallique. Chacune des 16 cuves avait 13 pieds de diamètre sur 4 de profondeur ; elles étaient munies d'un agitateur en bois, qui était mis en mouvement par une roue hydraulique. Ces appareils suffisaient pour le traitement journalier de 20 tonnes de minerai ; ce qui donnait une production de 7 à 8 quintaux de cuivre. L'opération était achevée en vingt-quatre heures.

Les liqueurs provenant du lessivage étaient amenées dans les bassins de précipitation à l'aide de pompes en bois.

Chaque tonne de minerai pulvérisé exigeait l'emploi de 400 livres d'acide étendu d'eau, de manière à amener la liqueur à une densité de 10° avant de l'affecter au lessivage.

Le procédé de M. Rhodius n'est applicable qu'à des minerais à gangue de silice, et d'un coût minime, et l'acide hydrochlorique peut être remplacé par l'acide sulfurique. C'est naturellement la facilité de se le procurer et son coût qui détermineront le choix de l'acide à employer.

Méthode Henderson. — M. Henderson a publié, en 1857, un mémoire traitant de l'extraction du cuivre contenu dans divers minerais, produits de fusion ou alliages. Nous ne nous occuperons, pour le moment, que de la partie du mémoire relative au traitement des minerais oxydés.

Le procédé indiqué par M. Henderson pour ce traitement a été appliqué à l'usine de *Alderley-Edge*, dans le Cheshire, en Angleterre.

Le minerai traité dans cet établissement se composait d'un grès très fin, imprégné d'arséniates, de phosphates, de carbonates et d'oxyde de cuivre mêlé à de la baryte.

Les minerais concassés en petits morceaux étaient, ensuite, déposés dans des cuves de 11 pieds de long, 8 de large, 4 de haut, et munies d'un double fond. Chaque cuve, contenant environ 9 tonnes de minerai, était alors remplie de liqueur acide, de manière à ce que le minerai fût couvert d'une couche liquide de 3 à 4 pouces. On employait pour ce premier lavage de l'acide hydrochlorique ordinaire et impur. Au fur et à mesure que le minerai absorbait une partie du liquide on rétablissait le niveau dans les cuves en y ajoutant de l'eau. Une pompe placée sur l'un des côtés de la cuve permettait de ramener sur le minerai la liqueur réunie entre les deux fonds de la cuve. On obtenait ainsi une nouvelle filtration de la liqueur au travers du minerai. Lorsque le liquide était suffisamment concentré, il était envoyé aux bacs de précipitation et on recommençait un nouveau lavage, jusqu'à épuisement complet du minerai.

L'opération achevée, on lavait les résidus à l'eau pure en

ayant soin, après chaque lavage, d'enlever une couche de minerai qui était rejeté. Le lessivage complet durait près de trois jours. Avec une batterie de 16 bacs on pouvait traiter 100 tonnes de minerai par jour.

Le cuivre précipité par le fer métallique donnait un cément de 75 p. 100 de cuivre.

Méthode de Linz. — A Linz, sur le Rhin, on a traité des minerais de cuivre carbonatés et phosphatés contenant environ 1 p. 100 de cuivre, par l'acide chlorhydrique; le minerai broyé, au préalable, était chargé dans de grands bacs en bois, dans lesquels on les laissait pendant une dizaine de jours en contact avec de l'acide chlorhydrique étendu d'eau. L'extraction du cuivre était assez complète et le résidu restant dans les bacs ne renfermait plus que 0,1 p. 100 de cuivre.

Au lieu de traiter les minerais oxydés et carbonatés pauvres par l'acide chlorhydrique dilué, on a aussi employé les liqueurs provenant du traitement des minerais sulfureux et dont on avait retiré le cuivre et le sulfate de fer, ce dernier, du moins, en grande partie; ces liqueurs, renfermant encore des sulfates de fer et d'alumine, étaient mêlées à l'acide sulfurique. En présence du carbonate de cuivre, il se forme du sulfate soluble de cuivre et des hydrates de fer et d'alumine qui se déposent.

La précipitation du cuivre s'effectuait par le fer métallique.

On a aussi opéré le traitement par sulfatisation à l'aide de l'acide sulfureux. Les bacs de lessivage étaient en maçonnerie

et avaient une profondeur de 0^{m},94, ils étaient pourvus d'un double fond en basalte reposant sur des briques placées de champ et formant une grille sur laquelle on chargeait le minerai à traiter. Sous le faux fond on faisait arriver un mélange d'acide sulfureux, de gaz nitreux et de vapeur d'eau. qui réagissant les uns sur les autres produisaient de l'acide sulfurique dont l'action transformait les carbonates et les phosphates en sulfates solubles. Après 8 à 10 jours de ce traitement, le minerai était lessivé à l'aide d'eaux résiduelles de la précipitation et d'eau pure que l'on repassait plusieurs fois sur le minerai, à l'aide de pompes tirant la liqueur de l'espace réservé entre les deux fonds. La liqueur suffisamment concentrée était alors traitée par le fer métallique.

On a opéré de la même façon à *Stadtberge*, en Westphalie, où les minerais étaient de l'azurite et de la malachite, contenant de 1 et demi à 2 p. 100 de cuivre.

Méthode de Schaffner. — Pour l'extraction par voie humide du cuivre contenu dans les minerais oxydés et carbonatés, SCHAFFNER a inventé un procédé qui a été appliqué par la *Starkenbacher Bergbau und Hütten Gesellschaft* à Rochlitz.

Le minerai est amené de la mine en morceaux de 6 à 8 centimètres et séparé en deux catégories suivant leur richesse en cuivre. Lorsque à l'usine on procède au broyage de ces morceaux, on a soin de mêler les deux qualités de manière à obtenir un produit pulvérisé d'une teneur invariable de 2 à 2 et demi p. 100 de cuivre. Afin de faciliter l'obtention de ce

résultat, on emmagasine séparément, en annotant leurs teneurs, les minerais amenés à l'usine pendant une quin zaine; cette production est d'environ 40 tonnes.

Pour effectuer la chloruration du cuivre contenu dans ces minerais on consomme 6 kilogrammes d'acide par 50 kilogrammes de minerai. L'acide employé est de l'acide chlorhydrique dilué par une addition de un tiers de son poids d'eau. Le mélange d'eau et d'acide se fait dans des cuves en plomb et avec certaines précautions, pour que les ouvriers ne soient pas trop incommodés par les vapeurs dégagées. A cet effet on met d'abord, dans les cuves, la quantité d'eau nécessaire et on y introduit ensuite l'acide à l'aide d'un tuyau en caoutchouc plongeant dans l'eau; pendant l'introduction de l'acide, on agite bien le mélange afin de le rendre intime.

La poussière de minerai est réunie en tas de 600 à 700 kilogrammes sur la sole asphaltée de l'atelier. Ces tas oblongs ont une hauteur de 5 à 6 pouces, sauf au pourtour, où le minerai forme une couche de 9 à 10 pouces de haut. Lorsque le tas est ainsi préparé, on fait arriver dans l'intérieur de la couronne, et successivement, la quantité de liqueur acide nécessaire. Il faut avoir soin que l'imprégnation du minerai se fasse complètement; ce qui se produit au bout de 3 à 4 heures, si l'on prend soin de maintenir l'acide dans l'intérieur du tas. Il suffit pour cela de veiller à la conservation du talus formant la couronne. Une fois que la liqueur est entièrement absorbée par le minerai, on retourne les tas et on les travaille à l'aide de pelles en bois, afin qu'ils soient uniformément humectés sans que, pour cela, la masse devienne

boueuse, car il faut ménager un libre accès à l'air, dont l'action est importante.

Le chlorure de fer qui se produit contribue fortement à la formation du chlorure de cuivre, et, après quelques jours, on voit la couleur noire verdâtre du tas se transformer et passer au noir brun, couleur que le tas de minerai doit avoir non seulement à la surface mais aussi dans ses parties intérieures. Un travail fréquent du minerai humecté accélère la chloruration, mais n'est pas indispensable lorsque l'arrosage à la liqueur acide a été bien effectué.

Lorsque le minerai est resté en cet état pendant une quinzaine de jours, on lui fait subir un grillage chlorurant. Le but de ce grillage est de décomposer le chlorure de fer et les chlorures basiques et neutres encore renfermés dans les minerais. Cette décomposition, qui a lieu à une température peu élevée, n'atteignant pas le rouge sombre, se produit avec un dégagement d'acide chlorhydrique, et tout le cuivre passe à l'état de chlorure.

Le four à griller est desservi par deux ouvriers pour chaque poste de douze heures pendant lesquelles on calcine 450 kilogrammes, en trois charges successives. La durée moyenne, de quatre heures par charge, ne peut être diminuée en poussant la température sans compromettre le succès de l'opération. Le minerai humide, étendu sur la sole du four, y est d'abord séché et ne commence à dégager des vapeurs de chlore qu'après avoir été fréquemment retourné et lorsqu'il est parfaitement sec. Le dégagement des vapeurs se fait surtout remarquer lorsque la décomposition du chlorure de fer est presque

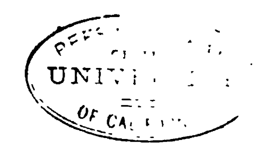
achevée. Le moment est alors venu de retirer la charge, afin que le chlorure de cuivre ne soit pas exposé à être aussi décomposé et transformé en sel insoluble. Indépendamment du dégagement de gaz la couleur du minerai sert aussi à faire connaître le moment auquel le défournement doit être effectué.

Lorsque le minerai chaud est jaune brun et que, refroidi brusquement dans de l'eau, il devient rouge brun, le chlorure de cuivre n'est pas décomposé et, par suite, est encore soluble. Si par contre le minerai est gris noir, une partie du chlorure de cuivre est entré en décomposition ; plus celle-ci avance, plus le minerai devient noir.

Le grillage consomme 200 kilogrammes de combustible par vingt-quatre heures.

Le lessivage du minerai chloruré s'opère dans des cuves de 4 pieds de côté sur 1 pied et demi de haut ; elles sont munies d'un double fond, couvert d'un filtre. Chaque cuve est chargée de 450 kilogrammes de minerai sur lequel on amène soit de l'eau pure, soit de la liqueur résiduelle de la précipitation. Le lessivage, qui dure environ quarante heures, peut être accéléré par l'adjonction d'une faible quantité d'acide chlorhydrique. Le minerai calciné n'est soumis au lessivage qu'après refroidissement à peu près complet. Les résidus provenant du lessivage contiennent environ 0,10 à 0,15 p. 100 de cuivre. Si la teneur en cuivre dépasse ce dernier chiffre, c'est une preuve que la calcination n'a pas été exécutée à une température convenable.

Les liqueurs provenant du lessivage sont dirigées à l'aide de rigoles vers les bacs de précipitation. Ces bacs sont for-



més, chacun, de quatre compartiments d'une capacité de 40 pieds cubes et remplis de mitraille de fer. La liqueur circule d'un compartiment dans l'autre. Les dispositions sont telles que l'on peut, sans entrave, laisser un des compartiments vide. Cela permet de retirer le cuivre d'une des sections sans interrompre le travail des autres. La précipitation se fait assez rapidement et est aussi complète que possible à la condition de munir les bacs d'une quantité de fer suffisante. Chaque compartiment doit être chargé d'environ une tonne de mitraille. La consommation de fer est d'environ 1,25 à 1,50 p. 100 de cuivre.

Le précipité recueilli est déposé sur une plaque de cuivre perforée, formant tamis, et placée au-dessus d'un bassin de dépôt. Le cuivre y est lavé à l'aide d'un jet d'eau qui entraîne toutes les parties fines en ne laissant sur le tamis que le cuivre aggloméré et les petits morceaux de fer ; ce dernier est enlevé à la main et rejeté dans les bacs de précipitation. Les liqueurs dont on a précipité le cuivre, sont recueillies dans un bassin d'où on les reprend pour le lessivage.

Traitement à Virneberg. — A la mine de Virneberg, près de Linz, on traite par la voie humide le cuivre des minerais provenant d'anciennes haldes et des affleurements des filons.

On place 2 et demi à 3 tonnes de minerai simplement concassé, dans des cuves munies d'un double fond. Le minerai est baigné d'eau acidulée avec de l'acide chlorhydrique, puis ultérieurement avec les eaux provenant de la précipitation. La liqueur séjourne environ vingt-quatre heure dans chaque

cuve et doit passer trois fois sur le minerai avant d'avoir atteint le degré voulu. Le cuivre est précipité par le fer métallique. Pour 100 parties de cément de cuivre on consomme 72 parties de fer et 443 parties d'acide à 20° B.

La liqueur dont on a extrait le cuivre est réunie dans des bassins, afin de la débarrasser d'une partie du chlorure ferreux qu'elle renferme et qui se dépose; elle est ensuite employée pour le lessivage. Le chlorure de fer qu'elle contient encore contribue à la décomposition du minerai.

A la mine de *Saint-Josephs Berg*, appartenant à la même société, on se sert, pour le lessivage, de liqueurs renfermant du sulfate de fer ; mais pour la précipitation du cuivre extrait par ce moyen, la consommation de fer est plus élevée, elle est de 93,80 par tonne de précipité à la teneur de 70 p. 100 de cuivre.

Les minerais de cette mine, qui sont traités à Sterner Hütte, sont séparés en : minerais de fusion tenant de 28 à 30 p. 100 de cuivre et en minerais, dits d'extraction ; ces derniers sont eux-mêmes subdivisés en deux classes, la première tenant de 7 à 8 p. 100, et la seconde de 1 à 3 p. 100 de cuivre. Les minerais d'extraction sont calcinés dans un four à réverbère avec du poussier de charbon. La charge de 5 tonnes reste environ seize heures dans le four.

Le minerai calciné est déposé dans des bacs à double fond enfoncés dans le sol, et autour desquels on a bien damé de la terre glaise. Ces bacs sont construits en bois et peuvent contenir, chacun, 12 tonnes de minerai. Le lessivage se fait à l'aide de l'acide hydrochlorique dilué, obtenu en mêlant de

l'acide aux liqueurs résiduelles de la précipitation. Ce liquide titre de 2 à 3° B. On laisse le minerai recouvert de liqueur, pendant quatre jours pour les minerais de la classe pauvre, et pendant huit jours pour ceux de la classe riche.

Lorsque la liqueur est saturée, elle est retirée de l'espace réservé entre les deux fonds, à l'aide de pompes et on la fait couler dans les bacs de cémentation. On opère ensuite un second lavage à l'eau acidulée et la liqueur est employée pour le premier lavage d'une nouvelle charge de minerai, dans un bac suivant.

Les déchets du lessivage renferment encore 0,2 à 0,5 p. 100 de cuivre, suivant la richesse de la matière prise en traitement. Lorsque, par suite d'un grillage défectueux, les résidus renferment plus de 0,5 p. 100 de cuivre, on les met en tas et on les laisse exposés à l'air pendant trois mois, en ayant soin de les arroser de temps à autre avec des liqueurs contenant du chlorure de fer. Les résidus ainsi traités sont soumis à un lessivage.

La précipitation se fait par le fer métallique et le cément obtenu, bien lavé, atteint une teneur de 92 p. 100 de cuivre.

Traitement à Stadtbergen. — A Stadtbergen, on traitait les minerais, comme nous l'avons dit, d'après le même procédé qu'à Lintz, c'est-à-dire par les vapeurs sulfureuses; mais, plus récemment, on a préféré employer l'acide chlorhydrique, ce moyen étant beaucoup moins coûteux. Le lessivage s'effectuait comme dans les usines similaires, mais la précipitation se faisait dans des cuves divisées, à l'aide d'un treillis en

bois, en deux compartiments concentriques. Dans le compartiment intérieur se trouvait un agitateur à l'aide duquel la liqueur était maintenue en mouvement. Dans le compartiment formant couronne on chargeait la mitraille de fer. La précipitation était plus rapide et plus complète et l'on consommait 120 de fer p. 100 de cément de cuivre.

Lorsque l'on produisait des liqueurs renfermant le cuivre à l'état de sulfate, et qu'elles étaient suffisamment concentrées, on n'en retirait pas le cuivre à l'état de cément, mais on faisait cristalliser le sulfate qui était livré au commerce.

Cet établissement produisait en moyenne 500 kilogrammes de cuivre cémenté, par an.

Traitement à Deva. — A Deva, en Transylvanie, on extrayait le cuivre, contenu dans des minerais carbonatés, à l'aide de l'acide chlorhydrique. Quoique l'acide employé revînt à un prix peu élevé, ce traitement fut trouvé trop onéreux, et M. Hauch se livra à des recherches suivies pour trouver le moyen de diminuer la consommation d'acide. Il employa les sels ferreux et ferriques des liqueurs provenant de la précipitation.

M. Hauch constata que le carbonate de cuivre mis en présence d'une solution suffisamment concentrée, de chlorures de fer, forme de l'oxyde de fer, du chloride de fer et du chlorure de cuivre ; ce dernier, cependant, à l'état de sous-sel non soluble dans l'eau. Mais si l'on ajoute de l'acide chlorhydrique à la solution, ce sous-sel se transforme en chlorure soluble qui est immédiatement dissous et peut alors être traité par le

fer métallique. On obtient le même résultat, quoique plus lentement, en employant une dissolution de chlorure de sodium, au lieu d'acide chlorhydrique. Ce dernier procédé est même moins coûteux.

La solution de chlorure ferrique doit avoir au moins 14° B. et doit être employée en excès, car on rencontre dans la malachite, indépendamment du carbonate de cuivre, des carbonates de fer, de chaux et de magnésie, qui absorbent une partie du chlorure.

Pour le lessivage on se servait de cuves munies d'un agitateur. Les minerais contenant environ 2 p. 100 de cuivre étaient pulvérisés avec soin, puis changés dans les cuves de lessivage par parties de 600 kilogrammes. On faisait arriver, alors, dans les cuves, la solution de chlorure ferrique de façon à ce que le minerai fût recouvert de 20 centimètres de liquide. Les liqueurs provenant du premier lavage étaient relevées à l'aide de pompes et repassaient continuellement sur le même minerai pendant environ trois heures ; après ce délai on ajoutait 12 kilogrammes d'acide chlorhydrique à 20° B. par cuve et on faisait de nouveau circuler la liqueur pendant vingt-quatre heures en ayant soin de bien remuer le minerai. Les résidus de l'opération renfermaient, en moyenne, 0,12 p. 100 de cuivre.

Pour la précipitation on se servait de cuves possédant au centre un agitateur à palettes ; le fer était déposé au pourtour de la cuve et la liqueur étant maintenue en mouvement, la cémentation s'opérait d'une manière rapide et complète. La solution provenant de cette opération servait au lessivage.

De cette façon le chlorure ferrique se concentrait dans la liqueur et il suffisait d'ajouter de l'eau pour la ramener au degré voulu.

Toutes les opérations se faisaient à la température ordinaire, aussi n'avait-on construit que des hangars pour mettre les ouvriers et le matériel à l'abri des intempéries.

Des essais ont été faits aux mines de *Franckenberg*, dans l'ancienne Hesse Electorale, pour l'application de ce procédé au traitement des minerais carbonatés de la mine de *Röddenau.*

Le minerai, composé d'oxyde de cuivre, de lazure et de malachite, une fois pulvérisé, fut traité par le chlorure de fer. Les résultats, satisfaisants au début de l'opération, furent ensuite moins bons qu'on avait lieu de l'espérer. Une partie de l'oxyde se trouvant renfermée dans des pétrifications bitumineuses et la gangue étant fortement argileuse, tout le cuivre n'était pas dissous et la filtration des liqueurs présenta des difficultés sérieuses. Toutefois, en débourbant, au préalable, le minerai, on obtient la dissolution complète des carbonates. Les résidus renfermant les parties bitumineuses assez riches en cuivre et en argent pourraient supporter une calcination chlorurante avec du chlorure de sodium.

Chloruration par le chlorure de sodium. — On emploie surtout pour le traitement des minerais carbonatés argentifères le procédé de chloruration par le sel de roche. Le minerai bien pulvérisé est mêlé soigneusement avec du sel égrugé

très fin, puis le mélange est calciné dans un four à réverbère. Lorsque la chloruration est effectuée, on lessive le produit à l'aide d'eau mêlée à une dissolution de chlorure de sodium. Les chlorures sont dissous et l'on extrait de la liqueur l'argent par l'une des méthodes indiquées plus loin, puis le cuivre par le fer métallique.

Extraction par l'ammoniaque et le carbonate d'ammoniaque. — On a essayé de traiter les minerais carbonatés soit par l'ammoniaque seul, soit par l'ammoniaque en excès mêlé à du carbonate d'ammoniaque. MM. Strauch et Schnabel ont imaginé un procédé que nous avons vu fonctionner à la *Lautenthaler Hütte*, dans le Harz. Quoiqu'on nous ait assuré de l'excellence des résultats obtenus, nous n'avons pas connaissance que ce procédé ait trouvé des applications pratiques. Voici toutefois les lignes générales de ce procédé, qui est basé sur les principes suivants :

1° Facilité de dissolution de l'oxyde et du carbonate de cuivre dans l'ammoniaque et le carbonate d'ammoniaque ;

2° Obtention, par distillation, d'oxyde de cuivre et régénération du sel d'ammoniaque ;

3° Le fer n'étant pas attaqué par la solution ammoniacale, emploi d'appareils en fer et en fonte, et, par suite, réduction des pertes et des frais d'extraction ;

4° La solution ammoniacale ne dissolvant que le cuivre, on obtient un métal d'une pureté complète.

L'opération se subdivise en : pulvérisation du minerai, extraction du cuivre, vaporisation des sels contenus dans les

résidus, distillation de la liqueur cuivreuse, et enfin réduction de l'oxyde de cuivre.

La pulvérisation s'effectue à l'aide de concasseurs, de cylindres ou de meules, comme pour les minerais destinés à une préparation mécanique. Plus la matière est pulvérisée finement, plus rapide et plus complète est l'extraction du cuivre.

L'extraction a lieu dans des apareils en fer spécialement construits à cet effet, et munis d'agitateurs et de filtres. Elle se fait à l'aide d'une solution d'ammoniaque et de carbonate d'ammoniaque. Lorsque le cuivre est dissous, on laisse reposer la masse, puis à l'aide de vapeur amenée sous pression dans le haut de l'appareil on fait filtrer la liqueur que l'on chasse dans les cornues de distillation. Les résidus restant dans les appareils sont lavés à l'aide des eaux provenant des lavages d'une opération précédente et de la condensation.

La liqueur provenant du premier lavage est jointe à la liqueur cuivreuse dans les cornues de distillation. Les eaux des lavages suivants sont réunies dans un réservoir et servent pour le premier lavage dans une nouvelle opération. Ce traitement des résidus a pour but d'en retirer les dernières traces de sel ammoniacal. On fait passer dans la matière un jet de vapeur sous la pression de 5 atmosphères, l'humidité est entraînée d'abord; puis, sous l'influence de la température, (150°), l'ammoniaque et l'acide carbonique sont volatilisés. Ces gaz sont, avec la vapeur, dirigés dans les cornues de distillation.

La distillation a lieu dans des vases clos, en fonte, et qui

sont mis en relation avec deux condenseurs et deux flacons de Wulf. On fait passer, par la liqueur, de la vapeur à 5 atmosphères qui abandonne une partie de sa chaleur latente jusqu'à ce que la solution ait atteint son point d'ébullition. La vapeur traverse alors le liquide en entraînant les gaz qui se dégagent sous l'influence de la chaleur. Au fur et à mesure que l'ammoniaque se volatilise, le cuivre se précipite à l'état de carbonate ; mais sous l'action continue de la vapeur et de la pression dans l'appareil le carbonate se décompose et le cuivre reste à l'état d'oxyde.

La vapeur et les gaz passent dans le premier condenseur, où ils sont refroidis de 60 à 70°. La vapeur d'eau se condense, tandis que les gaz restent encore volatils. Leur condensation a lieu dans le second condenseur et dans les flacons de Wulf. Le sel ammoniacal est régénéré de cette façon avec une perte très faible.

La réduction de l'oxyde de cuivre obtenu a lieu dans un four à réverbère, conformément aux procédés connus.

Le procédé Strauch et Schnabel semble destiné à trouver des applications sérieuses et a indubitablement donné déjà des résultats pratiques très appréciables; quand il aura subi quelques modifications il sera certes la méthode la plus rationnelle pour le traitement des oxydes et des carbonates de cuivre contenus dans des gangues attaquées par les acides. Je crois donc utile de m'étendre plus longuement sur la marche suivie dans les essais industriels qui ont été effectués à la Lautenthaler Hütte.

Étant donné qu'une partie en poids d'oxyde de cuivre exige

une partie d'ammoniaque pour être complètement dissoute, et que le carbonate d'ammoniaque du commerce renferme 30 p. 100 d'ammoniaque, il faut employer 10/3 de ce sel du commerce pour un d'oxyde de cuivre. Quelle que soit la nature du minerai oxydé, la dissolution s'effectue et les variations ne résident que dans le plus ou moins de temps qu'elle exige pour être complète. La marche est plus lente lorsque l'on doit dissoudre l'oxyde obtenu par la calcination de minerais pyriteux et elle est plus rapide pour le traitement des lazures et des malachites.

Dans la distillation de la solution cupro-ammoniacale, l'eau est éliminée en premier lieu, puis vient l'ammoniaque et ensuite l'acide carbonique. Ces deux derniers se combinent de nouveau dans les appareils de condensation et l'on conserve le cuivre à l'état d'oxyde hydraté.

Si la distillation se fait à l'aide d'un jet de vapeur surchauffée (153°) et sous la pression de 5 atmosphères, dans un appareil dont la calotte est assez spacieuse pour que l'action se produise sans pression, on obtient comme précipité de l'oxyde carbonaté vert qui peut être employé comme couleur.

L'emploi d'appareils en fonte, pouvant être fermés hermétiquement, permet de récupérer presque complètement le carbonate d'ammoniaque employé.

Les minerais pulvérisés aussi finement que possible sont soumis au lavage ammoniacal, soit par décantation, soit par filtration.

Dans le premier cas, on emploie une cornue en forme de poire (fig. 1) qui est remplie jusqu'en E de minerai et jusqu'en

K de solution ammoniacale. Le chargement se fait par le trou d'homme M. La solution ammoniacale est introduite par la tubulure A, et par *b* on fait passer un courant d'air comprimé qui sert, de temps à autre, à agiter le mélange. Lorsque la dissolution est achevée, on laisse déposer, et la solution obtenue se clarifie au-dessus du minerai.

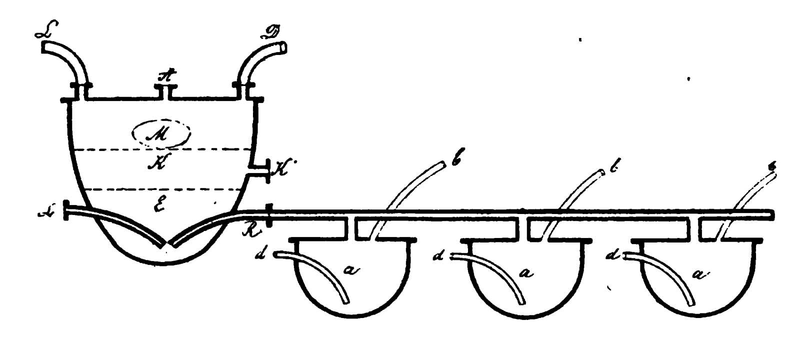


Fig. 1. — Distillation de la solution cupro-ammoniacale.

On décante par K' la liqueur qui est dirigée dans l'appareil de distillation. On introduit alors par A de l'eau de condensation, on fait barboter, déposer, clarifier, puis on décante de nouveau. L'opération est reprise jusqu'à ce que le minerai soit complètement épuisé.

Après le dernier lavage, on fait entrer par D de la vapeur sous haute pression et on chasse par R la boue dans les évaporateurs *a*.

Ces évaporateurs sont des appareils en fonte de 1 à 2 mètres cubes de capacité, dans lesquels on traite les résidus boueux par la vapeur surchauffée. La vapeur entre en *d* et ressort en *b*

avec l'ammoniaque et l'acide carbonique qui se trouvent encore dans les boues.

Pour le traitement des minerais à gangue argileuse, le procédé par décantation n'est pas toujours avantageux. Il faut beaucoup de temps pour que les liqueurs se clarifient, le nombre des lessivages nécessaires est plus nombreux et par suite on se trouve en présence de grandes quantités de liquides à traiter.

M. H. Thiele a proposé pour ces cas un appareil (fig. 2)

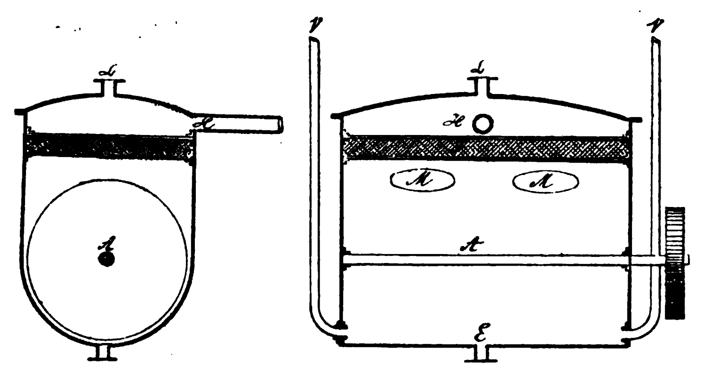


Fig. 2. — Appareil Thiele.

qui nous semble répondre aux exigences du traitement et qui permet de procéder par filtration.

Dans son appareil, il établit un agitateur permettant de maintenir le mélange en mouvement afin de faciliter la dissolution du cuivre.

L'appareil est construit de façon à pouvoir contenir 6 mètres cubes de matière à traiter.

Par les tuyaux *vv'* on introduit 1 mètre cube d'eau dans

l'appareil, puis successivement et en agitant continuellement, le minerai pulvérisé. Le mélange produit une boue remplissant l'appareil jusqu'aux trous d'homme *m*, que l'on ferme alors. On introduit ensuite le carbonate d'ammoniaque dissous qui traverse le filtre de haut en bas et le lave dans ce sens, puis, se mêlant aux boues, remplit l'appareil jusqu'au filtre. Le mélange est agité pendant vingt-quatre heures, temps suffisant pour obtenir la dissolution complète du cuivre. On fait alors entrer de l'eau ou des lessives faibles par les tuyaux *vv'*. L'appareil étant rempli jusqu'au filtre, ces liqueurs chassent et entraînent la solution cuivreuse qui, traversant le filtre, passe par la sortie, et est dirigée dans les appareils de distillation. Ce lavage est repris jusqu'à ce que la liqueur filtrée ne renferme plus de cuivre.

Les liqueurs provenant des premiers lavages sont traitées par la vapeur à 5 atmosphères, et celles produites à la fin de l'opération sont employées pour les premiers lavages d'une nouvelle charge.

Récapitulation. — Les différentes méthodes que nous venons de passer en revue fournissent les bases d'après lesquelles on peut extraire le cuivre contenu dans les minerais oxydés et carbonatés.

La dissolution du cuivre peut être effectuée à l'aide de l'acide sulfurique, de l'acide chlorhydrique, du protochlorure de fer, de sels ammoniacaux, d'hyposulfite de sodium et de sulfates ferreux et ferriques. Les acides et le protochlorure de

fer sont cependant les agents les plus actifs pour une dissolution rapide et complète.

Le choix de l'acide à employer est indiqué par son prix et par le plus ou moins de facilité que l'on a à se le procurer. Il est toutefois à remarquer que l'acide chlorhydrique présente certains avantages sur l'acide sulfurique ; il ne forme pas autant de sels basiques que ce dernier et par suite les lessives qu'il produit renferment moins d'acide libre, ce qui a pour conséquence une consommation de fer moins forte pour la précipitation du cuivre. Par contre l'acide chlorhydrique attaque plus vivement le peroxyde de fer que le fait l'acide sulfurique de sorte que pour le traitement des minerais contenant de fortes proportions de cet oxyde il est préférable de se servir d'acide sulfurique.

Une solution de protochlorure de fer décompose le bioxyde et le carbonate de cuivre et il se forme du bichlorure de cuivre, du protochlorure de cuivre, du peroxyde de fer et de l'acide carbonique, d'après la formule suivante :

$$3CuO + 2FeCl^2 = Fe^2O^3 + CuCl^2 + 2CuCl$$
$$3CuCO^3 + 2FeCl^2 = Fe^2O^3 + CuCl^2 + 2CuCl + 3CO^2$$

Lorsqu'on emploie la solution de protochlorure de fer il faut transformer au préalable l'oxydule de cuivre en bioxyde, ce qui s'effectue à l'aide d'un grillage à l'air.

Les minerais à base fortement calcareuse peuvent être traités par le carbonate d'ammoniaque, mais ce dissolvant ne peut être employé lorsque les minerais renferment des sulfates car dans ce cas le carbonate d'ammoniaque se transforme en sulfate d'ammonium et en carbonate de calcium.

Le sulfate de peroxyde de fer n'est employé que dans les liqueurs sulfuriques et généralement à l'état d'eau résiduelles de la précipitation du cuivre par le fer, et après séparation au sulfate ferreux.

La précipitation s'effectue généralement par le fer métallique et il est alors recommandable que les liqueurs à traiter soient aussi neutres que possible, le cément que l'on obtient dans ces conditions est plus pur et la consommation de fer moins élevée. On peut aussi précipiter le cuivre, contenu dans les lessives, à l'aide de l'hydrogène sulfuré ou de solutions aqueuses de sulfures métalliques. Le cuivre est alors obtenu à l'état de sulfure, qui exige un travail spécial pour être transformé en métal. Le fer employé est soit de la mitraille, soit de la fonte; dans ce dernier cas, il faut de préférence prendre de la fonte grise. Les riquettes de fer galvanisé sont très propres à la précipitation, le zinc agissant plus rapidement que le fer; par contre il faut éviter l'emploi des déchets de fer blanc, sauf le cas où le cuivre se trouve dans la solution à l'état de bichlorure, l'étain se sépare alors sous forme de bioxyde.

Les récipients employés pour le lessivage et pour la précipitation sont en bois ou en maçonnerie au ciment. Dans le premier cas l'assemblage doit être maintenu par des chevilles en bois, le fer ne pouvant être employé que dans les parties qui ne sont pas en contact avec les liqueurs. Si l'on emploie des cuves cerclées de fer il faut avoir soin de goudronner fortement le métal afin d'en empêcher la corrosion.

Lorsque l'extraction se fait par l'acide sulfurique, les bacs

peuvent être garnis intérieurement de feuilles de plomb ; on évite alors le coulage qui se produit inévitablement à la longue avec les bacs en bois, et les appareils ont une durée beaucoup plus longue.

TRAITEMENT DES MINERAIS SULFUREUX

Les pyrites de fer cuivreuses sont très répandues sur le globe et forment le plus important des minerais de cuivre. Leur faible teneur a longtemps empêché de les traiter, et on se bornait à employer les parties riches que l'on obtenait par le triage. La forte quantité de soufre contenu exigeait des grillages répétés, alors que la pauvreté en cuivre et la richesse en fer rendait le traitement par fusion très onéreux.

Lorsque le soufre fut remplacé successivement pour les pyrites, pour la fabrication de l'acide sulfurique, l'extraction de ces minerais reçut une forte impulsion et le problème de l'utilisation du cuivre contenu dans les résidus de la calcination des pyrites fut étudié avec soin. Les divers procédés successivement appliqués formèrent la base de la méthode généralement en usage à ce jour.

Quel que soit le procédé employé, l'opération se résume en trois phases : la transformation du cuivre en sel soluble, le lessivage du minerai et la précipitation du cuivre.

Transformation du cuivre en sel soluble. — Cette trans-

formation s'obtient, suivant la nature des minerais à traiter, par les moyens suivants :

A. Décomposition naturelle à l'air libre ;

B. Grillage des minerais en tas ;

C. Grillage des minerais avec adjonction de sulfate de fer ou autres sulfates d'une décomposition facile ;

D. Décomposition à chaud par le nitrate de fer ;

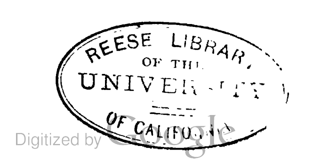
E. Décomposition par le sulfate ferrique ;

F. Calcination avec adjonction de chlorure de sodium.

Décomposition naturelle à l'air libre. — Les minerais tels que les marcassites cuprifères se prêtent seuls à cette opération, vu leur tendance à se décomposer sous l'action atmosphérique. L'eau produit et accélère la décomposition des minerais sulfurés, d'autant plus facilement qu'ils renferment une plus forte proportion de sulfure de fer FeS. La chalco-pyrite pure, par contre, est décomposée très difficilement.

Les actions atmosphériques, telles que courants d'eau, chaleur, humidité, agissent sur certains sulfures et causent leur transformation en sulfates, mais l'action est généralement très lente ; c'est ce que l'on peut constater pour d'anciennes haldes.

Certains minerais comme celui de *Siegen*, en Westphalie, sont d'une décomposition naturelle facile. Ces minerais sont formés d'un mélange de pyrite de fer, de pyrite arsenicale, de cobalt et de nickel. Sous l'action de l'humidité et du courant d'air le sulfure de fer se décompose le premier.



L'acide sulfurique dégagé facilite alors la formation du sulfate de cuivre en accélérant la décomposition :

$$2CuS + 5O + SO^3 = 2CuOSO^3$$

En dernier lieu, les sulfoarséniures de cobalt et de nickel sont, à leur tour, décomposés ;

$$(COS^2 \ NiS^2) + 7O = (CoO \ NiO)SO^3 + SO^3$$
$$(CoNi)As^2 + 11O = (CoO \ NiO) \ AsO^5 + AsO^5$$

Ce dernier composé réagit sur le sulfate de fer basique et produit des sulfates solubles de cobalt et de nickel :

$$(CoO \ NiO) \ As^5O^5 + 2FeO^3SO^3 = (CoO \ NiO) \ SO^3 + 2FeO^3 \ AsO^5 + FeO^3$$

Certaines pyrites magnétiques de Norvège se décomposent aussi très facilement à l'air.

Le traitement de ces minerais s'opère sur une sole en argile bien battue, servant de base à de petits tas de minerai concassé, qu'on laisse exposés à l'air en les arrosant de temps à autre avec des eaux mères provenant de la précipitation du cuivre par le fer. La réaction est lente et il se forme des sulfates de cuivre et de fer. L'emploi de ce procédé est onéreux par l'importance du capital nécessaire pour constituer des tas de minerais pendant plusieurs années avant que leur rendement en cuivre soit suffisant pour balancer les débours. En effet, la décomposition naturelle est excessivement lente et même après un très long terme elle n'est pas complète.

Grillage en tas. — Cette opération peut être conduite de deux manières, soit lentement et sans formation de noyaux

comme cela se pratique à la mine de Rio-Tinto, en Espagne; soit avec production de noyaux.

On traite de cette façon les pyrites de fer cuivreuses dont on n'a pas l'emploi pour la fabrication de l'acide sulfurique, mais la marche est lente et généralement incomplète. L'opération exige aussi une forte mise de fonds, car on peut, pour ainsi dire, admettre que les tas de minerai calciné ne sont jamais complètement épuisés et donnent encore du sulfate après avoir été exposés à l'air et arrosés pendant de longues années. A *Rio-Tinto*, le grillage se fait en tas de 800 à 1 200 tonnes, il dure suivant l'importance de ceux-ci de 2 à 6 mois. Lorsque les minerais sont éteints on les lessive; puis, après en avoir retiré 70 à 75 p. 100 du cuivre contenu, on les réunit en grands tas traversés par des cheminées à claire-voie, qui permettent l'accès de l'air dans la masse et la décomposition lente des sulfures sous l'action d'arrosages avec les eaux résiduelles de la précipitation.

A *Agordo*, en Italie, on calcinait les minerais de 1, 50 à 2 p. 100 de cuivre, en tas, de manière à obtenir un grillage en noyaux. Après la calcination on procédait à un triage des noyaux qui étaient passés directement à la fusion, tandis que les croûtes étaient lessivées pour en retirer le sulfate de cuivre qu'elles contenaient. Les boues provenant de ce lessivage servaient ensuite de couverture à de nouveaux tas de grillage.

Les cuves employées pour le lessivage contenaient environ 19 tonnes de matière qui étaient lavées en trois fois. La liqueur provenant du premier lavage passait directement à la

précipitation, tandis que celles données par les lavages ultérieurs servaient comme première eau pour le lessivage d'une nouvelle partie de minerai.

La précipitation s'effectuait au moyen du fer dans des cuves en bois rendues étanches par un calfatage soigneusement fait. Les liqueurs en précipitation étaient chauffées à l'aide d'un courant d'air chaud.

Grillage avec adjonction de sulfates. — On obtient une sulfatisation assez complète en calcinant les pyrites pulvérisées intimement mêlées avec des sulfates ferreux, du sulfate d'aluminium ou du sulfate de sodium. L'opération peut se faire dans des fours à reverbère, mais généralement le grillage s'effectue alors trop rapidement, c'est la raison pour laquelle on préfère le grillage en tas ou en stalles.

On a employé cette méthode à Agordo, à Maidempec, en Serbie, et à Balan, en Transylvanie.

Dans les deux premiers établissements, le grillage se faisait en tas, tandis qu'à Balan on a combiné ce mode avec un grillage en fours.

A *Agordo*, le minerai réduit en poussière fine était trituré avec des eaux résiduelles de la précipitation, de façon à former une pâte que l'on pressait en petits cônes tronqués à l'aide de moules. Après dessiccation à l'air, sous un hangar, ces cônes étaient réunis en tas sur une base de branchages mêlés à du bois, puis ils étaient recouverts d'une couche de minerais menus et enfin d'une chemise formée avec la boue provenant du lavage des croûtes. Le grillage lent durait de cinq à

huit mois suivant l'importance des tas et la presque totalité du cuivre était transformée en sulfate.

A *Maidempec*, les minerais pulvérisés étaient triturés en pâte dont on formait des briquettes sans y ajouter de sulfates, leur composition naturelle en contenant assez pour rendre toute addition superflue. En effet, ces minerais tiennent en moyenne 4,56 p. 100 de sulfate de magnésium et 3,81 p. 100 de sulfate d'aluminium avec 16 p. 100 d'eau. Lorsque les briquettes étaient séchées, on les réunissait en tas de 200 à 300 tonnes qui étaient recouverts de minerais menus. L'opération du grillage durait environ trois mois et le cuivre 2,30 p. 100 était transformé en sulfate jusqu'à 1/6 du contenu.

A *Balan*, les minerais étaient d'abord grillés en stalles jusqu'à élimination de 25 p. 100 du soufre contenu, puis après pulvérisation, ils étaient malaxés en pâte avec des eaux de précipitation. Cette pâte, mise en tas, était après quelques jours de digestion calcinée dans des fours à reverbère. La sulfatisation du cuivre s'opérait jusqu'à 0,2 à 0,3 p. 100. Les minerais lessivés étaient laissés à l'air où ils achevaient de se décomposer et subissaient ensuite un nouveau lavage.

Décomposition à chaud par le nitrate de fer. — La pyrite de cuivre mêlée à du nitrate de fer et portée à une température de 130 à 150 degrés se décompose; le cuivre est transformé en sulfate et le fer reste à l'état de sulfure. Les vapeurs nitreuses dégagées pendant l'opération peuvent être recueillies et servir à la régénération du nitrate de fer.

Ce procédé préconisé par PERRINO n'a pas encore trouvé

d'application industrielle ; il me paraît devoir être trop coûteux.

Décomposition par le sulfate ferrique. — Le sulfure de cuivre contenu dans les pyrites est transformé en sulfate par l'action du sulfate de fer. Le lessivage des minerais sulfureux calcinés est accéléré par l'emploi de liqueurs chargées de sulfate ferrique qui favorise également la dissolution du bioxyde de cuivre.

LESSIVAGE. — Le lessivage des minerais traités par les procédés que nous venons d'indiquer se fait dans des cuves ou des bacs qui doivent être construits en matériaux inattaquables par les acides ou les chlorures. On emploie généralement les dalles de pierres siliceuses ou le bois. La maçonnerie en briques et ciment convient aussi.

Pour effectuer la dissolution du cuivre on emploie l'eau, l'acide sulfurique, l'acide chlorhydrique ou enfin les liqueurs résiduelles de la précipitation. Le choix de l'acide à employer est réglé par les conditions locales de prix et de production ; on emploie cependant rarement l'acide sulfurique qui a l'avantage d'attaquer et de dissoudre facilement les oxydes de cuivre tout en n'ayant qu'une action faible sur l'oxyde de fer, mais qui donne souvent lieu à la formation de sulfates basiques insolubles, qui naturellement nuisent à la bonne marche de l'opération.

L'acide chlorhydrique attaque également l'oxyde de cuivre et l'oxyde de fer, mais il est d'un prix sensiblement moins élevé que celui de l'acide sulfurique.

On emploie aussi comme dissolvants les liqueurs acides renfermant des sels de fer, le sulfate ferrique décomposant les oxydes de cuivre et les transformant en sulfate ; le chlorure ferrique agit de la même façon et transforme les oxydes en chlorure.

$$Fe^2O^3.3SO^3 + Cu = 2FeO.SO^3 + CuOSO^3$$
$$Fe2O^3.SO^3 + 2CuO + HO = CuOSO^3 + FeOSO^3 + 2FeO^3SO^3 + H$$
$$Fe2O^3SO^3 + CuO = CuOSO^3 + 2FeO^3.2SO^3$$
$$Fe2O^3.3SO^3 + Cu2S = 2CuOSO^3 + 4FeOSO^3 + S.$$

Le mélange des sulfates ferriques et d'alumine influe aussi comme dissolvant sur l'oxyde de cuivre. La réaction est d'autant plus forte que la liqueur renferme plus de sel de fer et que le minerai est plus riche en oxyde de cuivre. La réaction est beaucoup plus faible sur le sulfure de cuivre surtout mêlé à du sulfure de fer; c'est pourquoi il faut calciner, aussi complètement que possible, les minerais qui doivent être traités par ce procédé.

Précipitation. — Lorsqu'on a employé l'acide sulfurique pour la dissolution du cuivre, ce métal se trouve dans la liqueur à l'état de sulfate et peut être retiré par cristallisation, c'est ce qui a lieu dans quelques établissements où l'extraction du cuivre par voie humide n'est qu'une fabrication secondaire.

Généralement on retire le cuivre des liqueurs à l'état de cément que l'on obtient en précipitant par la fonte ou le fer, et lorsque celui-ci est trop cher, par le fer spongieux.

Pour les liqueurs contenant le cuivre à l'état de sulfate on a aussi précipité au moyen de l'électricité.

Méthode de Longmaid. — Ce procédé, breveté en 1842, est le premier qui soit basé sur la calcination des pyrites de cuivre mêlées à du sel marin. Longmaid calcinait le minerai dans des fours à reverbère, en lui adjoignant du sel, et obtenait du sulfate de soude tandis que le cuivre et le zinc contenus dans le minerai étaient chlorurés.

Le cuivre et le zinc renfermés dans la liqueur étaient retirés le premier pour le fer, et le second à l'aide du lait de chaux. Après dépôt, la liqueur était transvasée dans des cuves et on laissait le sulfate de soude se cristalliser. La précipitation des métaux était naturellement simultanée et l'on commençait par celle du cuivre.

Lorsque tout le cuivre et le zinc n'étaient pas extraits du minerai, on faisait subir à ce dernier un lavage à l'acide chlorhydrique produit par la condensation des vapeurs qui se dégageaient du four de calcination. La liqueur de ce lavage était traitée, seulement pour cuivre et zinc.

Ce procédé employé pendant plusieurs années à l'usine de *Sainte-Hélène*, près de Liverpool, a été abandonné en 1863.

On a aussi extrait le cuivre, d'après cette méthode, dans l'établissement de M. Allen, près de Newcastle, mais elle fut modifiée et employé seulement pour le traitement de pyrites cuivreuses calcinées une première fois pour la fabrication de l'acide sulfurique. On négligeait complètement le sulfate de soude produit.

Méthode de Bankart. — Cette méthode, pour l'extraction du cuivre contenu dans les pyrites et autres minerais sulfu-

reux, a été brevetée en 1845, et employée sur une assez grande échelle, aux *Red Jacket Copper Works*, près de Neath.

Le minerai était réduit en poussière puis exposé, pendant plusieurs heures, à une température rouge sombre, dans un four à libre accès d'air. Une partie du soufre s'oxydait tandis que l'autre passant à l'état d'acide sulfurique se combinait avec l'oxyde de cuivre et formait, pendant la marche de l'opération, du sulfate.

Le minerai calciné, retiré des fours, était amené dans de grandes cuves où on l'arrosait d'eau chaude, qui, en filtrant au travers de la masse, dissolvait le vitriol de cuivre en laissant intact l'oxyde de cuivre, le peroxyde de fer et la gangue. Les résidus de ce lavage étaient calcinés de nouveau, avec adjonction de minerai cru. Le soufre de ce dernier, absorbant une grande partie de l'oxygène provenant du peroxyde de fer, formait de l'acide sulfurique qui attaquait l'oxyde de cuivre. Le minerai, après sa calcination, était lessivé comme il est indiqué précédemment.

Cette opération était répétée trois fois; seulement à la dernière on ajoutait, comme minerai, de la pyrite de fer non cuivreuse et destinée seulement à fournir les gaz acides nécessaires pour convertir le reste du cuivre en sulfate qui était lessivé à son tour.

Le cuivre contenu dans les liqueurs était précipité par la fonte ou la mitraille de fer.

Cette méthode, abandonnée depuis longtemps dans sa forme primitive, fut légèrement modifiée dans les établissements de la *Bede Metal Campany*, à Jarrow-on Tyne, où elle

fut définitivement remplacée par la calcination avec le chlorure de sodium.

Nouvelle méthode de Linz. — On a employé, à Linz, un procédé spécial pour l'extraction du cuivre contenu dans les minerais pauvres. Ces minerais d'une teneur de 2,50 p. 100, de cuivre en moyenne, étaient grillés dans des fours de 10 pieds de haut sur 3 pieds de diamètre, dans lesquels le minerai et le combustible étaient chargés en couches successives. Le minerai, qui descendait lentement vers le fond du four, était enlevé par une ouverture spéciale ménagée à cet effet, puis étaient broyés au moyen de cylindres.

Le minerai calciné et pulvérisé était amené dans une série de cuves enfoncées dans le sol et garnies de blocs de basalte ; elles étaient munies d'un double fond, également en basalte, formant un diaphragme perméable sur lequel on disposait le minerai. On avait soin de charger d'abord les petits morceaux, puis les grenailles et enfin, au-dessus, les poussières fournies par le broyage.

L'espace compris entre les deux fonds des cuves était réuni, par un carneau en briques réfractaires, à une série de cornues en grès au travers desquelles était dirigé un courant d'air produit par un ventilateur mu mécaniquement.

Les cornues, chauffées au rouge, étaient chargées de blende pulvérisée jusqu'à une hauteur de 4 pouces environ, puis l'on mettait le ventilateur en marche. Les vapeurs sulfureuses, produites par la calcination de la blende, étaient entraînées par le courant d'air dans le carneau, où elles ren-



contraient un jet de vapeur d'eau provenant d'un générateur spécial et venaient remplir la cavité comprise entre les fonds des cuves. Les gaz passant par le diaphragme attaquaient l'oxyde de cuivre contenu dans le minerai calciné, que l'on avait eu le soin d'humecter légèrement avec de l'eau ; il se formait du sulfate de cuivre qui se dissolvait aussitôt dans l'eau produite par la condensation des vapeurs humides passant à travers le minerai et la liqueur venait se réunir entre les deux fonds. Les liqueurs ainsi obtenues étaient reportées sur le minerai à l'aide de pompes en bois ou en plomb, et l'opération continuait jusqu'à extraction complète du cuivre contenu dans le minerai. Les vapeurs étaient alors dirigées sous une autre cuve aménagée comme celle décrite plus haut. Les liqueurs de la première cuve étaient amenées sur le minerai de la seconde et ce, jusqu'à ce qu'elles fussent reconnues suffisamment concentrées ; elles étaient alors conduites dans des cuves spéciales pour la précipitation du cuivre par la mitraille de fer.

Le sulfate de fer qui formait un des produits de l'opération, était retiré par cristallisation.

On peut, par ce procédé, traiter avec avantage des minerais de 1,50 p. 100 de cuivre, la blende calcinée et le sulfate de fer que l'on obtient comme produits secondaires suffisant à couvrir une bonne partie des frais de traitement. La calcination du minerai exigeait 150 kilogrammes de charbon par 1 000 kilogrammes de minerai, alors que pour désulfurer une quantité égale de blende il faut compter 200 kilogrammes de combustible.

Méthode de Maumène. — Cette méthode consiste dans la chloruration par calcination et dans le lessivage par l'eau additionnée d'une solution de chlorure sodique. Ce procédé a été employé principalement pour le traitement de minerais argentifères.

Méthode de Beech et Haupt. — Ce procédé a été employé pour le traitement des minerais sulfureux de *Campana Vecchi*, en Toscane, mais n'est plus en usage.

Le minerai employé se composait de pyrite de fer cuivreuse et de blende mêlés à de la gangue quarzeuse, contenant 1,50 à 2 p. 100 de cuivre. Il était grillé une première fois pour en rendre le concassage plus facile. Celui-ci se faisait à l'aide de cylindres et de meules; le minerai pulvérisé était ensuite grillé une seconde fois dans des fours, à raison de 2 à 2 tonnes et demie par charge. Après un grillage de trois heures, on baissait la température du four et on y introduisait du sel dans les proportions de 6 à 8 p. 100 du minerai. On mêlait bien le sel et le minerai à l'aide d'un ringard et on laissait le mélange se calciner encore pendant quinze à vingt minutes ; après quoi, la chloruration étant complète, on le retirait du four.

Le mélange calciné était alors lessivé avec de l'eau, puis avec de l'eau acidulée, soit avec de l'acide sulfurique, soit avec de l'acide chlorhydrique, jusqu'à enlèvement des dernières parties d'oxyde non chloruré. Le cuivre était précipité par le lait de chaux, et le précipité obtenu qui tenait en moyenne 24 p. 100 de cuivre était finalement traité par fusion.

Méthode de Henderson. — En 1860, Henderson breveta un perfectionnement pour le traitement et l'obtention de divers métaux, par la voie humide. Ce perfectionnement s'appliquait :

1° Au traitement des minerais de cuivre et autres métaux, à l'état d'oxydes ou de carbonates spécialement mêlés à des gangues non attaquables par les acides ;

2° Au traitement des minerais de cuivre, plomb, zinc, antimoine, argent, cobalt, nickel, soit réunis, soit isolés et combinés avec de la pyrite de fer, la gangue étant siliceuse ou non ;

3° Au traitement des composés similaires au précédent combinés avec beaucoup de silice.

Comme j'ai plus haut indiqué le procédé employé pour les minerais oxydés carbonatés, je passerai de suite à l'examen du procédé indiqué pour l'élaboration des minerais de la seconde et de la troisième catégorie.

Si la proportion de soufre contenu dans les minerais est plus forte que 1 fois et demie celle du métal à extraire, il faut la ramener à cette proportion par une calcination préalable. Lorsque le minerai renferme beaucoup de silice, la teneur en soufre doit être inférieure à celle du métal.

Le minerai, pulvérisé aussi fin que possible, est mêlé à du sel ordinaire dans une proportion qui varie de 5 à 30 p. 100 suivant la teneur en métal, en soufre et en silice ; le mélange est déposé dans des cornues ou dans des fours fermés, dont l'intérieur est mis en communication, à l'aide de carneaux, avec une chambre ou une colonne de condensation. Dans les

fours, le mélange est soumis à une température variable, suivant la nature du minerai ou du métal que l'on traite.

Si le minerai renferme beaucoup de soufre et peu de silice, la chaleur doit être élevée successivement. Par contre si l'on traite des minerais de cuivre et de zinc, calcinés au préalable, le mélange avec sel doit être porté rapidement à la chaleur rouge.

Les chlorures volatilisés ainsi que l'acide chlorhydrique produit et non employé par la réaction passent dans l'appareil de condensation où ils sont recueillis. Les minerais sont retirés des fours lorsqu'ils ne dégagent plus de fortes vapeurs, et sont alors livrés au lessivage. S'il reste encore du métal non chloruré dans le minerai calciné, il suffit de le laver avec l'acide chaud provenant de l'appareil de condensation. Ce lavage permet généralement l'extraction des dernières parties du cuivre contenu.

Le cuivre renfermé dans les lessives est précipité par le fer métallique, la chaux ou un alcali, et le sulfate de soude est retiré par évaporation et cristallisation.

Lorsque le minerai en traitement se compose d'un mélange de métaux dont les chlorures sont volatils à des températures différentes et fortement espacées, comme cela est le cas pour le cuivre et l'étain, le cuivre ou le zinc et l'arsenic, le plomb et l'antimoine, on emploie, pour la calcination, un four à deux ou à plusieurs étages, tous chauffés par un même foyer, mais dont chaque chambre est reliée à un condenseur spécial. De cette manière l'étain, l'arsenic et l'antimoine sont volatilisés à l'étage supérieur qui est moins chauffé, et le minerai étant

ensuite amené à l'étage inférieur, on y obtient la volatilisation du cuivre, du zinc et du plomb.

La troisième classe de minerais, c'est-à-dire ceux fortement siliceux, est traitée comme la précédente, la silice prenant la place du soufre et décomposant le sel à la chaleur rouge.

On voit que le procédé HENDERSON ne diffère pas beaucoup de celui de LONGMAID, pour ce qui regarde le traitement des minerais de la seconde et de la troisième catégories, sauf en ce point que dans le premier de ces procédés la volatilisation et la condensation du chlorure de cuivre jouent un rôle principal. Il a été reconnu, en pratique, que la quantité de cuivre volatilisé n'était pas considérable mais qu'il se dégageait, pendant la calcination, une forte quantité de gaz chlorhydrique. Ces vapeurs, condensées, trouvent un emploi avantageux dans le lessivage des minerais calcinés, en donnant une liqueur acide convenablement diluée et chaude, qui contient un peu de cuivre en solution, à l'état de chlorure, et est d'un prix de revient très minime.

Il est encore à remarquer qu'à l'époque à laquelle LONGMAID mit son procédé en usage, les minerais utilisables par ce traitement étaient peu abondants et qu'on ne les extrayait que de quelques mines des Cornouailles et du Devonshire, tandis que lorsque HENDERSON perfectionna cette méthode, les pyrites cuivreuses de l'Espagne et du Portugal trouvaient déjà un débouché important en Angleterre, où on les employait pour la fabrication de l'acide sulfurique.

Méthode de Sinding. — Le procédé Sinding a pour objet

la suppression du fer métallique dans la précipitation du cuivre des lessives et son remplacement par l'hydrogène sulfuré. Il a été employé à *Foldahlen*, en Norvège, et a aussi été appliqué en Angleterre vers 1856.

L'invention consiste en un procédé de fabrication du sulfure d'hydrogène à bon marché et en quantité suffisante pour son application industrielle.

La calcination du minerai et son lessivage se faisaient conformément à la méthode de Bankart.

Le sulfure d'hydrogène est préparé à l'aide de la pyrite de fer et d'un combustible susceptible de dégager du carbure d'hydrogène. Ce gaz, mis en contact avec les vapeurs sulfureuses provenant de la combustion des pyrites, produit de l'hydrogène sulfuré, tandis que le charbon se dépose en fine poussière noire.

L'appareil employé (fig. 3) se compose de deux chambres ou compartiments. Le premier est un récipient carré dans lequel on distille le charbon ; il est muni d'une tuyère par laquelle se fait l'insufflation de l'air. Le sommet de ce récipient est fermé par un boxe en fonte, muni, à ses parties supérieures et inférieures, de glissières permettant l'introduction du combustible dans la chambre pendant que l'opération est en marche. Lorsqu'on emploie le bois comme combustible, l'appareil doit être plus grand que lorsqu'on se sert de charbon. Dans ce cas aussi, la partie supérieure doit être plus large que la partie inférieure, et la tuyère doit être placée plus haut, de façon à ce que la combustion marche de haut en bas. Ce premier générateur communique avec une seconde



chambre par un carneau dans lequel on amène un courant d'air réglé à l'aide d'un robinet placé sur la conduite. Le second récipient, destiné à la pyrite, forme un cube d'environ 8 pieds de côté, recouvert par une voûte très surbaissée. Dans le fond de cette chambre sont ménagées des ouvertures

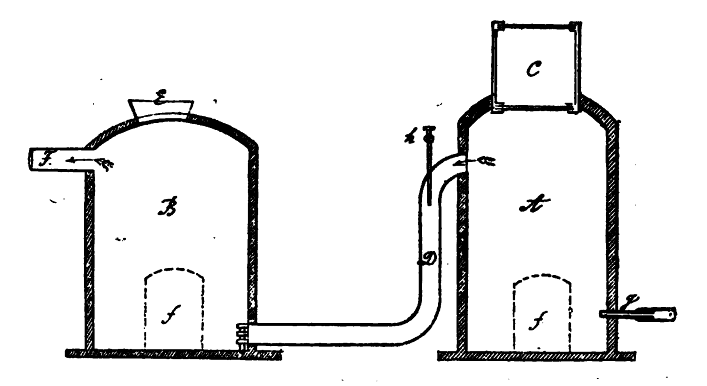


Fig. 3. — Appareil à fabriquer l'hydrogène sulfuré.

permettant le passage des gaz vers les chambres de précipitation. Afin d'éviter que ces ouvertures soient bouchées par la pyrite, elles sont garnies d'un abri en briques. La chambre est munie de deux portes, l'une pour le chargement des pyrites crues, et l'autre pour l'enlèvement des cendres calcinées.

Dans la figure 3 ci-dessus, sont indiqués par :

A. Générateur à gaz ;

B. Chambre à pyrites ;

C. Boxe en fonte pour le chargement du combustible ;

D. Conduit, menant le gaz à la chambre aux pyrites ;

E. Ouverture pour le chargement des pyrites ;

F. Conduit menant l'hydrogène sulfuré aux chambres de précipitation ;

ff. Portes pour le défournement des cendres et des résidus ;

g. Tuyère ;

h. Conduite d'air comprimé ou de vapeur d'eau.

La marche du travail est la suivante :

Le premier générateur est rempli de combustible qui est allumé ; l'air arrivant au fond de l'appareil active la combustion, tandis que l'acide carbonique dégagé est réduit en passant au travers des couches de combustible incandescent. Le combustible frais de la couche supérieure est distillé par la chaleur des couches en ignition et donne du carbure d'hydrogène.

Le gaz sortant du générateur est donc un mélange d'oxyde de carbone, de carbure d'hydrogène et d'acide carbonique non décomposé. Mis en contact avec l'air dans le carneau intermédiaire, ce mélange brûle en partie. Il est essentiel qu'une partie seulement de ce gaz soit brûlée, le but étant d'obtenir assez de chaleur pour distiller le soufre des pyrites contenues dans la seconde chambre, tout en conservant l'hydrogène sulfuré. Lorsque l'arrivée de l'air dans les carneaux est réglée d'une manière convenable, la chambre à pyrites est remplie d'une flamme à peine lumineuse ; la pyrite est alors chauffée au rouge sombre, le soufre se dégage, et on reconnaît bientôt la formation de l'hydrogène sulfuré, à l'odeur qu'il répand. Une tonne de pyrite donne, d'après ce procédé, 250 kilogrammes d'hydrogène sulfuré.

On emploie dans la chambre à pyrites le minerai dont on

veut ultérieurement extraire le cuivre, car il devient ensuite d'une calcination plus facile.

La précipitation a lieu dans une chambre en bois, qu'il est bon de garnir de feuilles de plomb ; elle est hermétiquement fermée et divisée en deux compartiments, de façon à allonger le parcours suivi par l'hydrogène sulfuré. Le plafond de cette chambre est formé par une cuve dans laquelle on amène la lessive cuivreuse. Le fond est percé de petits trous dans chacun desquels passe une cordelette munie d'un nœud à sa partie supérieure, ce qui permet à la liqueur de passer goutte à goutte ou en pluie fine et de traverser ainsi une atmosphère d'hydrogène sulfuré, grâce à laquelle le cuivre est précipité à l'état de sulfure.

La liqueur, qui trouve une sortie dans la cuvette de la chambre de précipitation, est repompée dans le bac supérieur jusqu'à ce que tout le cuivre contenu soit précipité. On laisse alors déposer le sulfure obtenu, et on le filtre sous une légère pression.

Les minerais traités à Foldahlen étaient de la pyrite de fer contenant environ 2 à 2,5 p. 100 de cuivre, rarement au-dessus. Jadis on les calcinait en noyaux, et les croûtes provenant du triage de ceux-ci étaient rejetées, mais ultérieurement on les a grillées en tas, puis on les laissait exposés à l'air jusqu'à décomposition complète du cuivre en sulfate. Le minerai calciné était alors rassemblé sur une aire battue entourée d'une rigole, et on l'arrosait de temps à autre avec les eaux tirées de la mine ; la liqueur cuivreuse résultant de ces arrosages était relevée dans le réservoir de la chambre de précipitation.

Le sulfure de cuivre obtenu par ce mode de précipitation doit être calciné avant de pouvoir passer à la fusion, ce qui cause des frais assez importants; aussi le procédé Sinding ne peut-il trouver une application rationnelle que dans des établissements situés en pays perdus où la mitraille de fer n'est pas obtenable à des prix convenables, soit par pénurie dans les existences, soit parce que les frais de transport sont trop élevés. Tel était en effet le cas à Foldahlen.

La production d'hydrogène sulfuré peut être activée si, par la tuyère, on fait passer, en même temps que de l'air, un filet de vapeur d'eau; celle-ci, en traversant le combustible incandescent, se décompose, l'oxygène s'allie au carbone pour former de l'oxyde de carbone et l'hydrogène devenu libre se combine avec le soufre pour augmenter la production de sulfure d'hydrogène.

Traitement à Rio-Tinto. — Quoique nous ayons parlé déjà plus haut du grillage en tas, tel qu'il s'opère à Rio-Tinto, nous reviendrons ici sur le traitement, à cette mine, des pyrites cuivreuses, en nous occupant plus spécialement des opérations suivant celle du grillage.

Le minerai, d'une teneur de 1,5 à 3 p. 100, est, comme nous l'avons dit, grillé en tas à l'air. Ces tas, de forme pyramidale rectangulaire, sont de dimensions variables et formés de minerais concassés ayant de 1 à 10 millimètres de diamètre. Il est clair qu'un grillage aussi primitif est insuffisant pour opérer la transformation complète du sulfure de cuivre en sulfate ou en oxyde; aussi ne retire-t-on au lavage,

suivant la calcination, que 1,50 à 1,75 p. 100 du cuivre contenu. Les minerais non épuisés sont réunis en grands tas que l'on arrose de temps à autre avec les liqueurs de fer provenant de la précipitation, et sous cette action combinée avec celle de l'atmosphère, le sulfure de cuivre restant se transforme et se dissout lentement. Les minerais de Rio-Tinto contiennent une certaine partie de cuivre à l'état de sulfate, dont on retire une partie de la mine.

Les minerais calcinés, ainsi que les vitriols provenant des travaux sont amenés dans des cuves et lessivés à l'eau froide. Ces cuves, construites en maçonnerie, sont garnies à l'intérieur d'une chemise en bois ou d'un enduit formé d'un mélange de goudron et de schistes argileux grossièrement pulvérisés. Elles sont munies d'un faux fond en bois, formant un plancher mal joint qui permet aux lessives de passer dans l'espace compris entre les deux fonds. Ce plancher supporte un filtre composé de genêts dont l'effet est d'empêcher le passage des poussières et des boues, sans gêner celui de la lessive. Le minerai placé dans les cuves était recouvert d'eau dans laquelle on le laissait baigner pendant vingt-quatre heures ; après quoi, la liqueur était soutirée et dirigée sur la précipitation. On répétait ce lavage 8 à 10 fois, jusqu'à dissolution complète des sels solubles. Le minerai lessivé était rejeté et remplacé par d'autre.

Les liquides provenant des cuves de lessivage étaient réunis dans des réservoirs où on les laissait reposer pendant trois à quatre heures afin de permettre le dépôt des matières entraînées mécaniquement. La liqueur clarifiée passait ensuite dans des

cuves de précipitation garnies de taques en fonte. Le premier effet du fer sur la liqueur était de réduire les sels ferreux qu'elle contenait en assez grande quantité, ce qui, par suite, exigeait l'emploi de 300 parties de fer pour 100 de cuivre. Lorsque le cuivre contenu dans les liqueurs était précipité, on laissait celles-ci découler dans des cuves de dépôt, où l'on recueillait le précipité entraîné mécaniquement, et une liqueur fraîche était introduite dans les bacs de précipitation.

Pendant la période d'été, la précipitation s'effectuait dans les deux tiers du temps requis pendant la période d'hiver.

Lorsque les cuves renfermaient une certaine quantité de cément, on procédait à leur vidage et au nettoyage du fer. Les sels déposés avec le précipité, ainsi que l'oxyde de fer qu'il renfermait, étaient en quantité telle que le cément ne titrait généralement que 50 p. 100 de cuivre. Le précipité, aggloméré en boulettes de 8 à 10 centimètres de diamètre, était calciné dans un four à manche. En principe, cette calcination avait pour but d'éviter la perte que causait l'entraînement des poussières fines, par le courant d'air, lors de la fusion de la matière; mais bientôt on s'aperçut que la calcination du précipité avait pour résultat de faciliter la fusion et de donner un cuivre meilleur; les sels ferreux étaient décomposés et l'arsenic ainsi que l'antimoine contenus étaient volatilisés, au moins pour la plus grande partie.

Actuellement les procédés ont été sensiblement améliorés et les résultats que l'on obtient sont plus avantageux.

Traitement à San-Domingo. — A la mine de San-

Domingo, en Portugal, on a remplacé le grillage en tas par la calcination dans un four, dû à M. A. Piquet. Ce four (fig. 4) permet la calcination des pyrites en tirant parti d'une portion

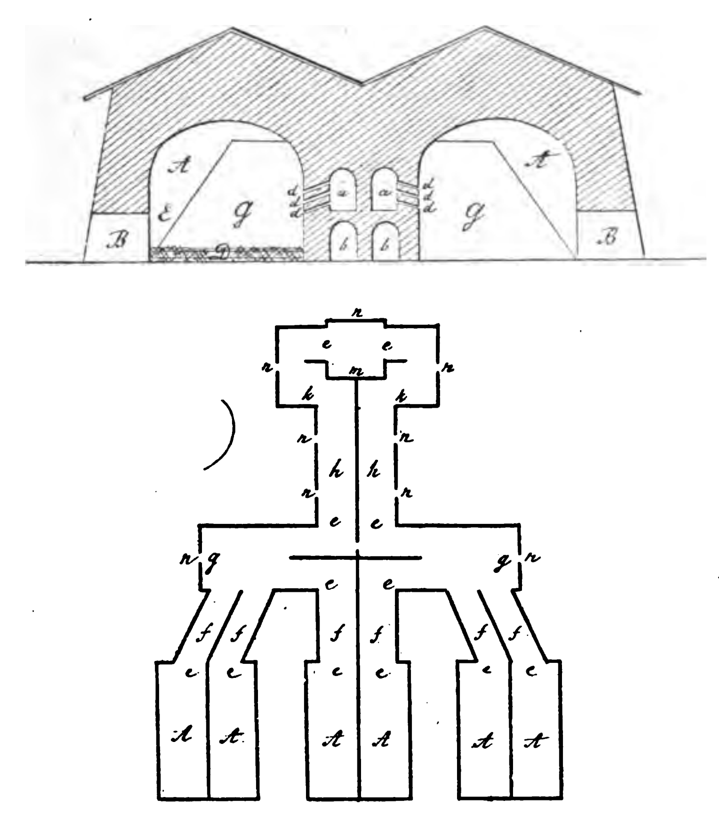


Fig. 4. — Four Piquet pour la calcination des pyrites.

du soufre qui se dégage pendant l'opération. Il se compose d'un double four A A, large de 4 mètres, haut de 3 et long de 19. Quatre portes B de $1^{m},90$ sur 1 mètre, situées à chaque extré-

mité du four, permettent d'enfourner et de défourner le minerai.

Chaque four peut contenir 400 tonnes de pyrite qui est mise en tas sur une couche de fagots D haute de $0^m,80$ et est recouverte d'une légère couche de poussière de minerai E. Dans la voûte, on a ménagé deux ouvertures par lesquelles on peut, au besoin, introduire du minerai et régulariser le courant d'air. Les gaz passent par des conduits (*d*) de $0^m,15$ de haut dans des carneaux (*a*) de $0^m,70$ de large sur $1^m,50$ de haut, qui communiquent, à l'extrémité du four, avec d'autres carneaux (*b*) placés sous les premiers. Ceux-ci laissent échapper les vapeurs non condensées dans des conduits (*ff*) munis de registres (*e*), par lesquels les vapeurs pénètrent dans la chambre de condensation (*g*), qui mesure $0^m,70$ à 1 mètre de large. De cette chambre, les vapeurs passent par des carneaux (*h*) de 1 mètre à $0^m,70$ dans une seconde chambre (*k*), d'où elles gagnent la cheminée (*m*). Des ouvertures (*n*) sont ménagées pour retirer le soufre. Ces fours, y compris les portes et les registres en fonte, reviennent à environ 700 francs pièce.

La durée de l'opération est de cinq mois.

Le four Piquet a été un peu modifié et le minerai, concassé en morceaux moins gros et chargé en quantités moins fortes, est grillé plus rapidement. Le minerai convenablement calciné est soumis à un lavage et le cuivre contenu dans la liqueur est précipité par la fonte ou la mitraille de fer.

Méthode de l'Union minière de Matra. — Les minerais

pauvres d'une teneur de 1,50 p. 100 de cuivre, sont soumis à un triage grossier et ensuite à une calcination préliminaire dans des fours à manche, de manière à donner un produit grillé d'à peu près 3 p. 100 de cuivre. Il est ensuite concassé à l'aide d'un broyeur, puis pulvérisé par des cylindres. Le produit du broyage est tamisé et la poussière est calcinée, mais cette fois, avec adjonction de sel gemme.

Cette calcination s'effectue dans un four de 28 pieds de long sur 8,50 de large, qui est muni de huit portes latérales, toutes placées du même côté du four ; il est chauffé par un foyer unique dont les grilles sont disposées de manière à permettre l'emploi du lignite que fournissent les exploitations des environs.

Le minerai, mélangé au sel, est chargé dans une trémie placée dans la voûte du four et en face de la porte de travail la plus éloignée du foyer.

Après une heure de calcination, le minerai est, à l'aide d'une pelle, amené devant la seconde porte, puis successivement jusqu'à la partie du four la plus rapprochée du foyer, Dès que le minerai a été enlevé de sa première place, on le remplace par une nouvelle charge, de sorte que l'on enfourne et défourne une quantité égale toutes les heures. Chaque adjonction de minerai se fait par quantité de 300 kilogrammes de sorte que la charge totale du four est de 2 400 kilogrammes. Par journée, cet appareil calcine 14 tonnes de minerai, et par 300 jours de travail 4 320 tonnes.

Le lessivage du minerai calciné se fait dans des caisses en bois bien étanches et dans chacune desquelles on peut traiter

à la fois une tonne de minerai. L'atelier spécial de lessivage comprend 30 de ces caisses.

Pour la précipitation on se sert aussi de bacs en bois, au nombre de 12. Les liqueurs traitées servent ultérieurement pour le lessivage de minerais nouveaux. La précipitation du cuivre a lieu par le fer métallique et le cément obtenu est traité par fusion après avoir été, au préalable, pressé en briquettes. Il contient en moyenne 70 p. 100 de cuivre.

Extraction du cuivre à Saltviken. — Les minerais que l'on extrait à Saltviken, en Suède, se composent de pyrite de cuivre avec un peu de pyrite de fer imprégnées dans du quartz; ils contiennent en moyenne 3 p. 100 de cuivre. Le minerai concassé à l'aide d'un broyeur à mâchoires, puis mêlé à du chlorure de sodium est passé par des cylindres; les morceaux qui dépassent 4 à 6 millimètres sont remis sur les cylindres. Le mélange renferme environ 13 p. 100 de sel.

Pour la calcination on se sert d'un long four à moufle, dans lequel la chaleur, après avoir passé au-dessus du moufle, est dirigée sous la sole du four qu'elle chauffe à son tour avant de se rendre dans la cheminée. Les gaz provenant de la calcination du mélange sont conduits dans un appareil de condensation en passant par un long carneau qui permet le dépôt des poussières entraînées mécaniquement. Chaque four a, sur l'un des côtés, trois portes fermées par des registres en fer, et, à sa partie supérieure, se trouvent trois trémies permettant l'introduction de la charge. On place, dans chacune de ces trémies, environ 1 021 kilogrammes de mélange

qui y est préalablement chauffé avant d'être introduit dans le four. La charge de chaque four est de 3 060 kilogrammes et elle reste en calcination pendant vingt-trois heures.

Le mélange qui est resté pendant vingt heures dans les trémies, tombe dans le four sur la sole duquel il est réparti en une couche de 3 à 4 pouces d'épaisseur. Pendant vingt heures on retourne le minerai, une fois par heure, puis après ce laps de temps on ajoute un peu de sel (8 à 9 kilogrammes) en l'introduisant par les portes du four. On mélange, encore une fois, bien la charge puis on la laisse en repos pendant deux à trois heures ; elle est alors prête pour le lessivage.

Le minerai, convenablement calciné, est retiré des fours par les portes de travail et répandu sur la sole de l'atelier, où on le laisse refroidir.

L'intérieur du moufle du four, est comme nous l'avons dit mis en communication avec un appareil de condensation. Celui-ci se compose d'une colonne de $23^m,75$ de haut, mesurant à sa base $3^m,26$ à son sommet, $3^m,12$ de côté. Deux voûtes, percées de trous à $0^m,60$ du bas de la colonne supportent un remplissage de coke dur en morceaux sur 18 mètres de hauteur. Au sommet de l'appareil se trouve un bac servant de réservoir à l'eau qu'on laisse filtrer au travers du coke et qui, condensant les vapeurs chlorhydriques provenant des fours, sert ultérieurement au lessivage du mélange calciné.

Les vapeurs à condenser se composent d'acide chlorhydrique, d'acide sulfureux, d'acide sulfurique et de chlorure de cuivre volatilisé.

Le lessivage des minerais calcinés se fait dans des cuves

pouvant contenir chacune 9 tonnes de minerai et 1 560 litres de liquide. Les dimensions intérieures de ces cuves sont de 3m,20 de long, 2m,37 de large et 1m,18 de haut. A 3 ou 4 pouces du fond, se trouve un faux fond sur lequel on place une couche de roseaux ou de paille de 15 à 20 centimètres de haut, formant filtre. Ce filtre sert de trois à quatre mois avant d'être remplacé. Dans un des angles de chaque cuve, se trouve une pompe en terre cuite qui permet d'élever la liqueur réunie entre les deux fonds et de la déverser sur le mélange contenu dans une autre cuve. Entre les deux fonds, on a ménagé une ouverture par laquelle on peut laisser s'écouler la liqueur suffisamment saturée, qui, pour atteindre cet état, doit être repompée sur le minerai de dix à quinze fois ; cela dépend de la richesse en cuivre du minerai et de la quantité d'argile qu'il contient.

Le lessivage du minerai contenu dans un bac peut être effectué en une journée, mais on le laisse généralement trois à quatre jours pleins en contact avec la liqueur, de manière à ne pas vider les cuves trop rapidement.

La précipitation du cuivre a lieu dans des bacs également en bois ayant 3m,45 de long, 2m,12 de large et 1m,19 de haut. Chacun d'eux peut contenir la liqueur provenant du lessivage de 5 tonnes de minerai. L'établissement possède 8 de ces bacs. On emploie, comme agent de la précipitation, la mitraille de fer, dont on consomme généralement 100 p. 100 de précipité à 80 p. 100 de cuivre. La précipitation complète du cuivre contenu dans la liqueur remplissant un bac, se fait en trois à quatre jours, voire même neuf jours, suivant le plus

ou moins de propreté et d'oxydation du fer employé. Le cément obtenu est lavé sur un tamis, puis séché et embarillé. Il est alors vendu tel quel en Angleterre.

Procédé Douglas. — D'après ce procédé, les minerais calcinés et pulvérisés sont mis dans un tonneau, auquel on peut imprimer un mouvement de rotation, puis mêlés à une solution de chlorure de fer à la température de 100° centigrades. Il se forme du perchlorure de cuivre et de l'oxyde de fer. On laisse reposer la liqueur sortant des tonneaux afin de permettre à l'oxyde de fer de se déposer, puis on précipite le cuivre par le fer métallique ; la liqueur provenant de la précipitation sert au lavage d'une nouvelle partie de minerai après que l'on a remplacé le liquide absorbé par une solution correspondante de chlorure de fer.

Procédé Cobley. — Les résidus de chalcopyrite grillés sont broyés puis mêlés à du chlorure de magnésium ; le mélange est ensuite calciné jusqu'à ce qu'il n'y ait plus de dégagement de vapeurs blanches ; le cuivre contenu dans la masse se trouve alors transformé en chlorure soluble et on procède au lessivage du produit calciné. La précipitation se fait à l'aide de la magnésie, qui, se transformant en chlorure de magnésium, sert au mélange avec une nouvelle partie de minerai.

Procédé Lewis et Roberts. — Les minerais calcinés dans des fours ouverts de construction analogue à celle des

fours à chaux, sont, encore chauds, lessivés à l'aide d'une solution acidulée par l'acide sulfurique ou l'acide chlorhydrique, et le cuivre dissous est précipité par le fer.

Procédé Spence. — L'extraction du cuivre contenu dans le minerai se fait par l'acide chlorhydrique dans lequel on mêle au préalable 1 p. 100 de nitrate, de manière à obtenir un mélange d'acide chorhydrique et d'acide nitrique qui attaque plus rapidement l'oxyde de cuivre. La précipitation se fait par le fer.

Procédé Gonage. — Par ce procédé, le cuivre est extrait par l'acide chlorhydrique auquel on adjoint du chlorure ferrique, puis le cuivre contenu dans la liqueur est précipité par le sulfure de fer pulvérisé très fin.

Procédé Jezler. — A *Borsa Banya*, en Hongrie, on a traité par ce procédé des pyrites contenant en moyenne :

Fer.	35,83 p. 100	
Cuivre	1,01 —	de plus, un peu d'argent.
Arsenic.	2,50 —	de plomb et de magnésie.
Chaux	2,80 —	
Silice et alumine . .	12,52 —	
Soufre en sulfure . .	39,65 —	
Acide sulfurique . .	4,60 —	

L'extraction d'une aussi faible quantité de cuivre ne permettait naturellement l'emploi d'une méthode exigeant les frais coûteux du broyage et de la calcination chlorurante. La nature du minerai se prêtait, par contre, au traitement spécial imaginé par M. Jezler.

Les minerais calcinés en tas restaient exposés aux variations atmosphériques ; ils se désagrégeaient alors presque complètement et les noyaux seuls restaient à l'état solide. La désagrégation étant accompagnée d'oxydation, on obtenait un produit qui, tamisé, se lessivait parfaitement par l'eau acidulée. La solution obtenue renfermait, avec le cuivre, l'argent et souvent le plomb. Ce dernier métal se précipitait dès que la liqueur se refroidissait. L'argent et le cuivre chlorurés par la solution acide employée pour le lessivage étaient précipités, le premier par le cuivre et le second par le fer.

Les résidus contenant environ 45 p. 100 de fer, étaient agglomérés avec de la chaux grasse et servaient à la fabrication de la fonte. Les noyaux refusés par le tamisage étaient calcinés avec un nouveau tas. L'extraction du cuivre se fait presque complètement et la perte ne dépasse pas 0,30 p. 100 de cuivre.

Procédé de la Société des cuivres français à Vitry. — La méthode de cémentation employée généralement présentant le grand désagrément de précipiter avec le cuivre des sels basiques qui rendent le produit obtenu impur, on a essayé, à l'usine de Vitry, un procédé donnant de très beaux résultats, mais ayant le grand tort d'être plus scientifique que pratique, et par suite de revenir très cher.

L'expérience ayant prouvé que le cuivre est le premier à se précipiter de la solution et que les sels ne rendent leur base pour former des sels basiques qu'après l'élimination du cuivre, on a été amené à modifier la cémentation en l'effectuant dans

des conditions où le liquide s'échauffe graduellement et est tenu en mouvement, de façon à ce que la cémentation s'effectue de haut en bas apportant ainsi successivement les liquides en présence du fer destiné à en précipiter le cuivre.

L'opération se fait dans un appareil disposé substantiellement suivant les indications du croquis ci-joint (fig. 5).

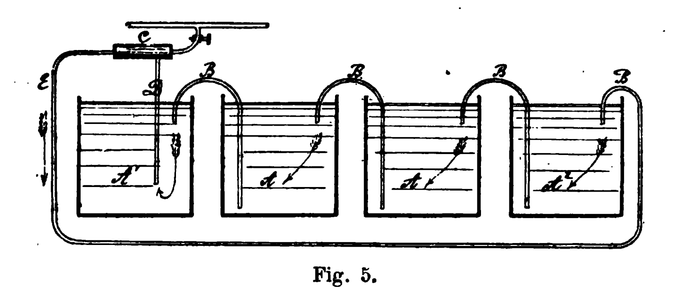


Fig. 5.

A. Cuves ouvertes en bois doublées de plomb, contenant le liquide en traitement ;

B. Siphons faisant communiquer les diverses cuves entre elles ;

C. Injecteur Giffard, alimenté par un jet de vapeur et aspirant le liquide de la première cuve au moyen d'un tuyau D, pour le déverser à l'aide d'un tuyau E dans la dernière cuve de la série.

Les cuves sont de moyenne grandeur, leur nombre et leur capacité dépendant de la quantité de liqueur à traiter ; seulement, pour avoir un mouvement régulier il importe de former une batterie desservie par un injecteur pour chaque 20 mètres cubes de liquide à traiter. Après avoir rempli toutes les cuves jusqu'à un niveau dépassant de 10 centimètres au moins la

bouche des branches courtes des siphons et avoir disposé, dans les cuves, le fer, de préférence neuf ou bien décapé, on amorce les siphons et on introduit le tuyau aspirateur de l'injecteur dans le premier bassin et le tuyau de déversement dans la dernière cuve. L'injecteur mis en marche, le mouvement s'établit dans le sens indiqué par les flèches, et la chaleur monte doucement jusqu'à 60°. La température atteint généralement son maximum après environ six heures de marche, et l'injecteur s'arrête de lui-même ; on ferme alors le robinet de vapeur, le mouvement diminue peu à peu, et, lorsqu'il a cessé, la cémentation se trouve effectuée. Si la densité du liquide à cémenter dépasse 10°,8 et si la solution contient principalement du sulfate de cuivre, il peut convenir de recommencer l'opération, mais, dans ce cas, la cémentation est toujours complète lorsque l'injecteur s'arrête pour la seconde fois.

L'opération s'achève, lorsqu'elle est simple, en douze heures, et lorsqu'elle est double, en vingt-quatre heures.

Par ce procédé, on obtient un produit très pur et le cuivre se présente sous forme de cristaux octaédriques réguliers ; il a la propriété de se souder à froid sous le marteau, après avoir subi un lavage à l'eau acidulée qui le débarrasse complètement de l'oxyde de fer. On a, à titre d'échantillons, obtenu de très beaux spécimens de cuivre comprimé, à l'aide d'une presse hydraulique marchant à très haute pression. Mais ce produit était trop coûteux pour que sa fabrication ait pu être continuée avec fruit.



Procédé Drouin. — M. Drouin a fait des essais sur le traitement des minerais cuivreux et argentifères, par la solution froide de chlorure de sodium additionné de peroxyde de manganèse. On éviterait de cette façon l'opération coûteuse de la calcination chlorurante, ainsi que la perte de chlorures volatils. Il suffit de faire subir aux minerais sulfureux et arsénieux, un grillage préalable, mais, en tout cas, bien fait. Le cuivre serait précipité par le fer métallique.

Procédé Monnier. — D'après ce procédé, les minerais sont calcinés avec de la soude ; il se forme des sulfates de sodium, de fer et de cuivre. En chauffant fortement, l'excès de soufre contenu dans le sulfate de soude est dégagé et agit sur les oxydes de fer et de cuivre. En augmentant encore la température on décompose le sulfate de fer. La lessive obtenue par le lavage du mélange calciné est concentrée par évaporation, ce qui permet d'en retirer environ 4/5 du sulfate de sodium contenu et qui se cristallise ; on procède ensuite à la précipitation du cuivre par le fer.

Extraction du cuivre à Ollomont. — A la mine d'Ollomont, dans la Savoie italienne, on a fait des essais d'extraction de cuivre par la voie humide. L'originalité du procédé réside dans le lessivage et le vidage automatique des bacs.

Le minerai traité se compose de pyrite de fer mêlée à de la gangue et tenant environ 2 et demi p. 100 de cuivre. Ce minerai est pulvérisé, puis additionné de sel marin et calciné dans un four à reverbère à sole simple, tel que celui employé

pour le grillage de la blende ; des portes latérales permettent le travail du mélange.

Le minerai grillé est amené dans une grande cuve de lessivage, de forme circulaire à la partie inférieure. En tête de la cuve est disposé un tamis arrêtant les minerais agglomérés pendant la calcination et qui doivent repasser au broyage avant d'être lessivés. Dans la cuve se trouve un axe en bois muni de palettes disposées en forme d'hélice, les deux dernières palettes formant des godets. On remplit la cuve en partie d'eau acidulée avec de l'acide chlorhydrique, puis on met l'axe en mouvement et on introduit successivement le minerai calciné et tamisé.

Les palettes font avancer le mélange en le remuant sans cesse et lorsqu'il a atteint l'extrémité de la cuve opposée à celle de son entrée, il en est retiré par les godets qui le rejettent sur une table inclinée. A l'aide d'un jet d'eau, le mélange est chassé dans une seconde cuve agencée comme la première et dans laquelle il subit un nouveau lavage. Au sortir de ce dernier appareil le lessivage est complet. Les liqueurs provenant de la première cuve sont réunies dans des réservoirs où elles reposent; après dépôt des matières entraînées, elles sont livrées à la précipitation. Les eaux découlant de la seconde cuve sont, à l'aide d'une pompe, envoyées dans la première cuve et servent de lessive à une nouvelle partie de minerai.

La précipitation se fait à l'aide du fer dans des tonneaux étagés et disposés de façon à ce que les liqueurs entrant par le bas des appareils filtrent au travers du fer et, quittant le tonneau à sa partie supérieure, sont conduites dans un nouvel

appareil similaire. Les eaux appauvries servent au lessivage. De cette façon les mêmes eaux servent continuellement et il suffit de remplacer la liqueur absorbée par le minerai.

Ce procédé présente l'avantage d'un travail continu et automatique et celui de la suppression des eaux mères ; mais il ne semble pas applicable au traitement de quantités importantes de minerais, vu le nombre des appareils nécessaires et leur entretien coûteux. Dans tous les cas l'idée est ingénieuse et elle présente des avantages qui pourraient la rendre plus pratique pour le traitement de minerais de cuivre argentifère.

Procédé Mease. — Les pyrites cuivreuses sont grillées avec introduction, dans le four, d'un courant de vapeur d'eau ; puis elles sont broyées en poussière et mêlées à du sulfate de fer, après quoi elles subissent une nouvelle calcination. Le sulfate de cuivre est lessivé à l'eau chaude acidulée d'acide sulfurique. Le cuivre est précipité par le fer métallique.

Procédé Duperré. — Les minerais dûment pulvérisés sont calcinés dans un four spécial avec environ 5 p. 100 de résidus de fabrication d'acide nitrique. Les produits sont pulvérisés à nouveau et calcinés une seconde fois avec addition de 15 p. 100 d'un mélange composé de parties égales de sel commun, de bioxyde de manganèse et de résidus nitreux. Le mélange calciné est lessivé à l'aide d'eaux provenant des condenseurs dans lesquels passent les gaz dégagés dans les fours de calcination ; le cuivre contenu dans les liqueurs est précipité par le fer métallique.

Procédé De la Ruz et Muller. — Les résidus provenant de la calcination de pyrites pour la fabrication de l'acide sulfurique sont pulvérisés, puis humectés d'acide sulfurique et triturés de façon à pouvoir être formés en briques ou boulets que l'on calcine au four. La température est maintenue à un degré suffisant pour obtenir la décomposition du sulfate de fer sans attaquer le sulfate de cuivre. Le mélange calciné est lessivé et le cuivre contenu dans la lessive est précipité par l'une des méthodes usuelles.

Procédé Bischof. — Ce procédé a trait à la précipitation. Si l'on se sert à cet effet de fer spongieux, celui-ci est fréquemment aggloméré et impénétrable à la liqueur, ce qui cause une diminution de teneur du précipité par suite de la quantité de fer qui y reste mêlé. Afin d'éviter cet inconvénient, Bischof préconise l'emploi d'une grande cuve en bois, tournant autour d'un axe et pouvant être mise en mouvement. La précipitation s'effectue plus complètement et les agglomérations ne se forment pas.

Procédé Hargreaves et Robinson. — Le procédé consiste en un moyen de calciner les pyrites cuivreuses en faisant passer un courant d'air chauffé et de vapeur par la masse en traitement. Il se forme des sulfates qui sont lessivés à l'eau chaude. Lorsqu'on traite des résidus de pyrites, on les place dans une cuve ayant un double fond percé de trous; sous ce double fond, on introduit un courant d'air et de vapeur surchauffée et à assez forte pression.

Procédé Gibb et Gelstharp. — Ce procédé a pour objet la précipitation du cuivre, contenu dans les liqueurs de lessivage, par le sulfure de sodium. Les liqueurs, après enlèvement du cuivre, renferment du chlorure de sodium et du sulfate de soude; elles sont alors évaporées pour séparer ces sels. Le chlorure de sodium est employé à nouveau pour la calcination chlorurante d'une nouvelle partie de minerai, et le sulfate de soude est mêlé à du poussier de charbon, puis chauffé afin d'être transformé en sulfure et employé pour la précipitation dans une opération suivante.

Procédé Duncan. — Dans ce procédé qui vise la précipitation, la calcination chlorurante se fait par l'une des méthodes connues. Les liqueurs provenant du lessivage du mélange chloruré sont additionnées d'une solution de sel marin et de sulfate de soude ou de sulfate de fer. Après avoir bien mêlé la lessive on la fait passer sur des riquettes de fer blanc; l'étain est dissous et se précipite à l'état d'oxyde hydraté. On laisse la liqueur en contact avec le fer étamé, jusqu'à ce que l'étain soit enlevé, puis on transvase la lessive de laquelle on précipite le cuivre à l'aide des riquettes débarrassées de l'étain. L'oxyde hydraté d'étain est recueilli et transformé en métal.

L'emploi du fer blanc pour la précipitation n'est toutefois pas recommandable, car la méthode indiquée présente de grandes difficultés d'emploi. Il est presque impossible d'éviter la précipitation d'une partie du cuivre par les parties des riquettes dont l'étain a été enlevé plus rapidement que dans

d'autres, et si l'on transvase les liqueurs avant que la dissolution de l'étain ne soit complète, il faut éviter de se servir des riquettes pour la précipitation du cuivre qui renfermerait une certaine quantité d'étain et serait par suite impur. Si l'on dispose de riquettes de fer blanc il est préférable de les traiter par l'acide chlorhydrique; on obtient alors du chlorure d'étain et on peut laisser les riquettes dans le bain dissolvant jusqu'à ce que le fer reste seul, il est alors parfaitement décapé et par suite très propre à la précipitation du cuivre.

Procédé Clarke. — D'après cette méthode le minerai pulvérisé aussi finement que possible subit une calcination chlorurante quelconque. Il est ensuite réuni dans des cuves en maçonnerie faite en briques réfractaires jointes avec un mélange de ciment et de goudron. Des dispositions spéciales sont prises pour permettre de remuer constamment le minerai pendant l'opération du lessivage.

Pour effectuer celui-ci on emploie une solution de sel marin à laquelle on ajoute 15 grammes d'hyposulfite de soude par litre. La liqueur, ayant filtré au travers du minerai, est repompée de nouveau sur sa surface jusqu'à ce qu'elle soit concentrée ; on la laisse alors clarifier, puis on la mène dans les bassins de précipitation contenant du fer.

L'addition d'hyposulfite de soude facilite la dissolution des chlorures et empêche l'oxydation du fer; elle procure donc un précipité plus propre et plus riche.

Procédé Pitt. — Ce procédé est applicable au traitement

des minerais dans lesquels le cuivre se trouve à l'état de silicate ; on les pulvérise aussi fin que possible, puis on les triture avec de l'acide sulfurique de façon à former une boue adhérente, que l'on façonne en gâteaux. Ceux-ci sont portés au rouge dans un four à reverbère jusqu'à ce que toute évaporation ou volatilisation ait cessé. Le mélange calciné est lessivé à l'eau chaude qui dissout le sulfate de cuivre formé alors que la silice reste dans les bacs de lessivage à l'état de fine poussière.

Procédé Lambotte-Doucet. — D'après ce procédé les minerais bien pulvérisés sont humectés d'acide sulfurique, puis déposés dans un four à moufle mis en communication avec un appareil de condensation. La masse est chauffée successivement jusqu'au rouge sombre sous introduction, dans le four, d'acide hydrochlorique anhydre. Le chlore se combine avec le métal et l'hydrogène dégagé avec le soufre pour former de l'hydrogène sulfuré qui se dégage.

Lorsque la chloruration est effectuée, on élève la température et l'on fait arriver, dans le four, un courant d'air chaud ; sous cette action, les chlorures sont volatilisés, passent dans la chambre de condensation où ils sont condensés à l'aide d'une fine pluie d'eau. Les chlorures ainsi obtenus en dissolution sont décomposés par un courant galvanique.

TRAITEMENT DES RÉSIDUS DE PYRITES CUIVREUSES

EMPLOYÉES POUR LA FABRICATION DE L'ACIDE SULFURIQUE

Dans presque toute l'Europe l'acide sulfurique est actuellement produit à l'aide de pyrites qui, pour la plus grande partie, sont tirées d'Espagne, de Portugal et de Norvège. Ces minerais sont presque tous cuivreux et les résidus de leur grillage ont une teneur moyenne de 3 à 4 p. 100 de cuivre. Aussi les efforts des spécialistes se sont-ils portés sur la recherche de procédés pratiques pour l'extraction du cuivre contenu dans ces résidus.

De nombreuses usines furent créées et dans chacune d'elles le traitement est à peu près identique et ne varie que par des détails d'appareils et d'applications, indiqués par la nature des résidus traités. Le procédé lui-même est identique et n'est qu'un perfectionnement des méthodes de Longmaid et de Henderson avec certaines dispositions tirées de l'un ou l'autre des divèrs procédés que nous venons de passer en revue.

Actuellement on rencontre des usines d'extraction de cuivre dans tous les pays producteurs d'acide sulfurique, mais c'est la Grande-Bretagne qui possède de beaucoup le plus grand nombre de ces établissements.

Les mines d'Espagne et de Portugal fournissent plus des 9/10 des pyrites consommées pour la fabrication de l'acide sulfurique, et si certaines de ces mines marchent à l'épuisement de leurs gisements, par contre on en découvre fréquem-

ment de nouveaux et les usines d'extraction n'ont aucune crainte à avoir quant à leur alimentation.

La composition des minerais d'Espagne et de Portugal est à peu près la même et elle correspond en moyenne à la suivante :

Soufre	49,00	p. 100
Arsenic	0,47	—
Fer	43,35	—
Cuivre	3,20	—
Zinc	0,35	—
Plomb	0,93	—
Chaux	0,10	—
Silice	0,63	—
Eau	0,70	—
Oxygène, or, argent	1,07	—

Ces pyrites brûlées pour l'obtention de l'acide sulfureux donnent un résidu correspondant à environ 70 p. 100 de leur poids à l'état cru. La teneur moyenne de ces résidus est de :

Soufre	3,76	p. 100
Arsenic	0,25	—
Fer	58,25	—
Cuivre	4,14	—
Zinc	0,37	—
Plomb	1,14	—
Chaux	0,25	—
Eau	3,85	—
Oxygène	26,93	—
Résidus insolubles	1,06	—
Or, argent	x	

Les pyrites de provenance norvégienne sont moins riches en soufre, dont elles tiennent de 43 à 47 p. 100, n'ont pas d'arsenic, mais renferment plus de silice et de zinc, ce qui les

rend moins favorables pour le traitement par voie humide, comme nous le verrons plus loin. J'en excepterai toutefois les minerais provenant de Sulitjelma, qui ne contiennent pas de zinc et dont la teneur en cuivre est supérieure à celle des minerais d'Espagne et de Portugal.

Le traitement des résidus de pyrites cuivreuses comprend les opérations suivantes :

1° Broyage du minerai et formation du mélange avec le sel;

2° Calcination chlorurante avec condensation des gaz produits par cette opération ;

3° Lessivage du mélange chloruré ;

4° Précipitation du cuivre contenu dans les liqueurs provenant du lessivage ; lavage et séchage du précipité.

Nous examinerons au préalable les diverses opérations au point de vue général et reviendrons ensuite sur les modifications apportées dans les applications dans divers établissements.

Broyage. — Le broyage des résidus ou cendres de pyrite s'effectue généralement à l'aide du broyeur ordinaire de Cornouailles, composé d'une ou plusieurs paires de cylindres en fonte dure ou en acier, et mus par une machine à vapeur spéciale (fig. 6).

Le sel que l'on emploie est généralement du sel de roche, soit en morceaux, soit égrugé, ou de sel marin, suivant la facilité que l'on a de se procurer l'un ou l'autre.

Le résidu de minerai et le sel sont jetés dans le broyeur qui en pulvérisant la matière établit le mélange intime. Le

produit du broyage est passé par des tambours formés de toiles métalliques ou par un tamis à secousse dont les mailles ont de 2 à 4 millimètres de diamètre. Le produit du tamisage est envoyé directement aux fours tandis que le refus repasse au broyage. Les trommels ainsi que les tamis doivent de préférence être formés avec des tôles perforées, car l'emploi de toiles métalliques devient onéreux par suite de leur usure rapide.

Il est très important, avant de broyer le minerai, d'en faire l'analyse exacte pour cuivre, soufre et silice, afin de procéder à un mélange convenable du produit à traiter, car des teneurs respectives dépend une bonne marche de l'opération ultérieure. On fait entrer le sel dans le mélange, suivant sa teneur, dans la proportion de 12 à 20 p. 100 du poids. Lorsque la proportion de soufre contenu dans le minerai ne dépasse pas celle du cuivre d'un demi à 1 p. 100, et que ce manquant n'est pas compensé par la présence de la silice, il faut ajouter au mélange une quantité de minerai crue suffisante pour amener la teneur en soufre au degré voulu. Si par contre le minerai est trop riche en soufre, il faut le mélanger avec des résidus mieux désulfurés.

L'intimité du mélange du sel et du résidu étant un point très important, on a recherché divers moyens pour l'obtenir.

Dans certains établissements, le mélange se fait dès l'emmagasinage des résidus ; celui-ci est alors étendu sur la sole du magasin et recouvert d'une couche de sel sur laquelle on remet du minerai, et ainsi de suite, de manière à obtenir des tas formés de couches successives de minerai et de sel. Ces

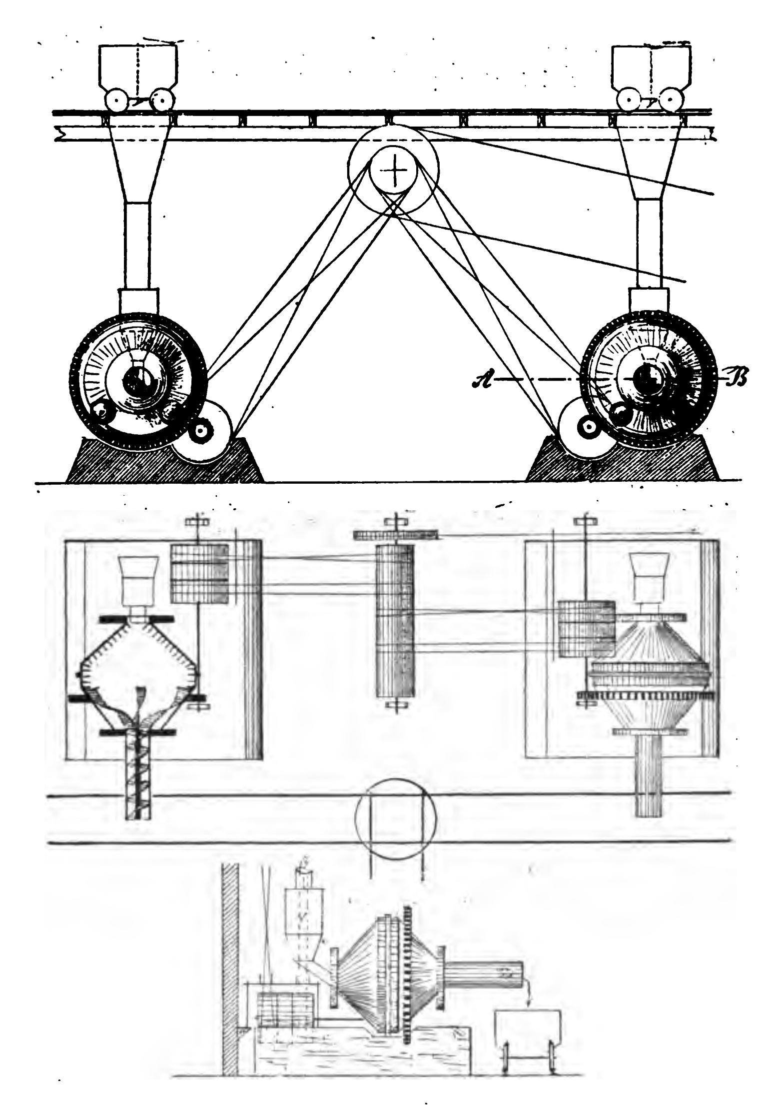


Fig. 6. — Malaxeurs Humboldt.

tas sont laissés en repos pendant cinq à six semaines, puis on les passe au broyeur.

Lorsque l'on traite des résidus d'usines à acide ne brûlant que des poussières dans des fours Maletras le broyage des résidus n'est plus nécessaire et l'on emploie alors de préférence du sel égrugé que l'on mêle aux résidus en retournant le mélange à la pelle.

Si l'on traite des minerais non homogènes et dont la teneur en cuivre est assez élevée (7 à 8 p. 100), il est urgent que le mélange des résidus et du sel soit bien effectué.

A cet effet on peut se servir d'un mélangeur mécanique à marche régulière et constante. Ces mélangeurs sont en fonte et se composent d'un appareil de la forme de deux cônes tronqués à bases juxtaposées; ils sont munis d'une couronne formant engrenage à l'aide de laquelle on peut leur donner un mouvement rotatif. L'intérieur de l'appareil est muni de palettes en forme d'hélice qui, lorsqu'il est en mouvement, font passer le mélange qui entre par l'une des extrémités vers l'autre où se trouve le canal de sortie. Le minerai et le sel sont déversés dans une trémie qui les conduit dans l'appareil. Une vanne, dont la trémie est munie, permet de charger une nouvelle charge pendant que la précédente est en travail. Au bout de deux à trois minutes le mélange est parfait et le minerai se décharge automatiquement dans les wagonets qui mènent le mélange aux fours à calciner.

La charge de chaque opération est de 700 kilogrammes et avec deux mélangeurs on peut facilement préparer 45 tonnes de produit par douze heures de travail. En se servant de cet



appareil on a pu traiter avec avantage des résidus tenant 6 à 7 p. 100 de cuivre et 8 à 10 p. 100 de soufre.

Calcination. — Les fours dans lesquels on opère la calcination chlorurante sont de diverses natures. On distingue :

Le four du Lancashire à gaz;

Le four à reverbère à sole chauffée;

Le four à moufle ;

Le four automatique à sole tournante.

Chaque établissement a apporté des modifications au four qu'il a adopté et nous ne donnerons ici que la description du four type tel qu'il a été conçu et appliqué dans le principe.

Four du Lancashire. — Ce four est représenté par les croquis (fig. 7) qui donnent une élévation longitudinale, une section longitudinale, une section horizontale à travers les portes de travail et une section transversale passant par le centre du foyer.

Le four a 30 pieds de long sur 11 de large, mesure extérieure. Le gaz des générateurs est amené dans les fours par un carneau commun A, et entrant dans le foyer *a* est admis dans cinq carneaux parallèles *b* séparés l'un de l'autre par une cloison en briques *c*. La venue du gaz est régularisée par des registres. Une quantité suffisante d'air pour la combustion d'une partie de ces gaz est admise par des ouvertures spéciales *e* placées à l'extrémité de chaque carneau. La portion du gaz non consumé est brûlée à l'aide d'une plus grande quantité d'air entrant par des ouvertures *f* dans des conduits *h*

situés à l'extrémité opposée de chacun des cinq carneaux. De

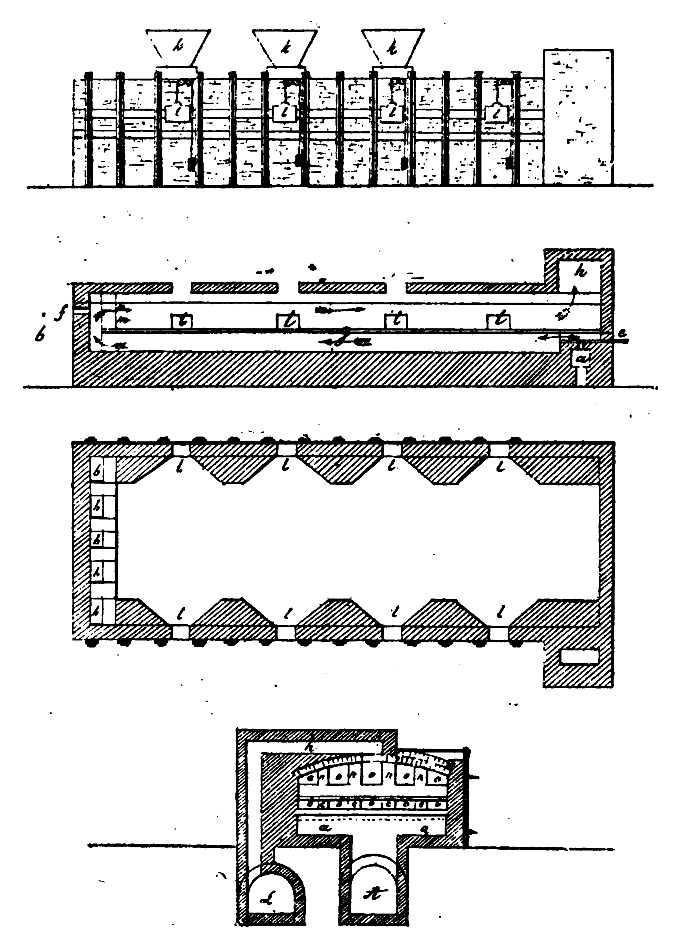


Fig. 7. — Four du Lancashire.

cette matière on obtient une longue flamme marchant dans la direction indiquée par les flèches. Le fond du four formé

par des dalles réfractaires *g* de 4 pouces d'épaisseur est, à l'une des extrémités du four, chauffé plus fortement qu'à l'autre, mais précisément à la partie correspondante à laquelle la chaleur supérieure est la moins intense. La température de ces fours est ainsi maintenue assez égale sur toute la longueur. Les vapeurs produites par la calcination du mélange de minerai et de sel s'échappent par un conduit spécial *h*, menant à un appareil de condensation.

La charge amenée par une voie ferrée est déposée au-dessus des fours ; elle est versée dans des trémies *k*, puis introduite dans le four sur la sole duquel elle est étendue en une couche régulière.

Le mélange, maintenu à une chaleur rouge sombre, est fréquemment retourné dans le four et après huit à neuf heures il est suffisamment calciné pour être livré au lessivage. On suit la marche de la calcination par une prise d'essai que l'on prélève dans le four toutes les vingt minutes après la septième heure.

Le pont à l'extrémité du four est renforcé par des piliers s'étendant jusqu'à la voûte, à laquelle ils donnent de la stabilité et dont ils empêchent la destruction par les outils des ouvriers.

La charge de ces fours est de 3,25 tonnes de mélange.

Four à reverbère à sole chauffée. — La construction de ce four est similaire à celle du four de Lancashire; seulement à l'extrémité correspondante à celle de l'entrée des gaz se trouve un foyer pour le chauffage au charbon.

Ces fours dont l'emploi a été abandonné présentent divers inconvénients sérieux. La chaleur y est inégalement distribuée et la fumée produite par la combustion du charbon est entraînée avec les gaz résultant de la calcination, et passe par les condenseurs qu'elle encrasse. Le tirage est irrégulier et par suite la température du four ne peut être maintenue constante, ce qui présente un grave inconvénient pour la marche de l'opération.

Four à moufle. — Ce four (fig. 8) a 10 mètres de long, $4^m,70$ de large et 2^m50 de haut.

La flamme dégagée dans le foyer *m* passe par dessus le moufle *n*, descend par les carneaux *p*, *o* et vient sous la sole dans les conduits *a*, séparés l'un de l'autre par une cloison en briques réfractaires.

Les fumées non brûlées pendant ce parcours se réunissent dans un carneau commun à une série de fours et sont évacuées vers la cheminée. Les vapeurs produites par la calcination du mélange sont menées à un appareil de condensation.

Sur le haut du four est installée une sole en fonte sur laquelle on étend les minerais destinés à la charge, afin de le sécher et de le chauffer avant de l'introduire dans le four, ce qui se fait par des ouvertures ménagées dans la voûte et qui sont fermées par une glissière pendant la marche de l'opération.

La charge est d'environ 3 tonnes, et la durée de l'opération varie de six à neuf heures, suivant la nature du mélange et sa teneur en cuivre et en soufre.

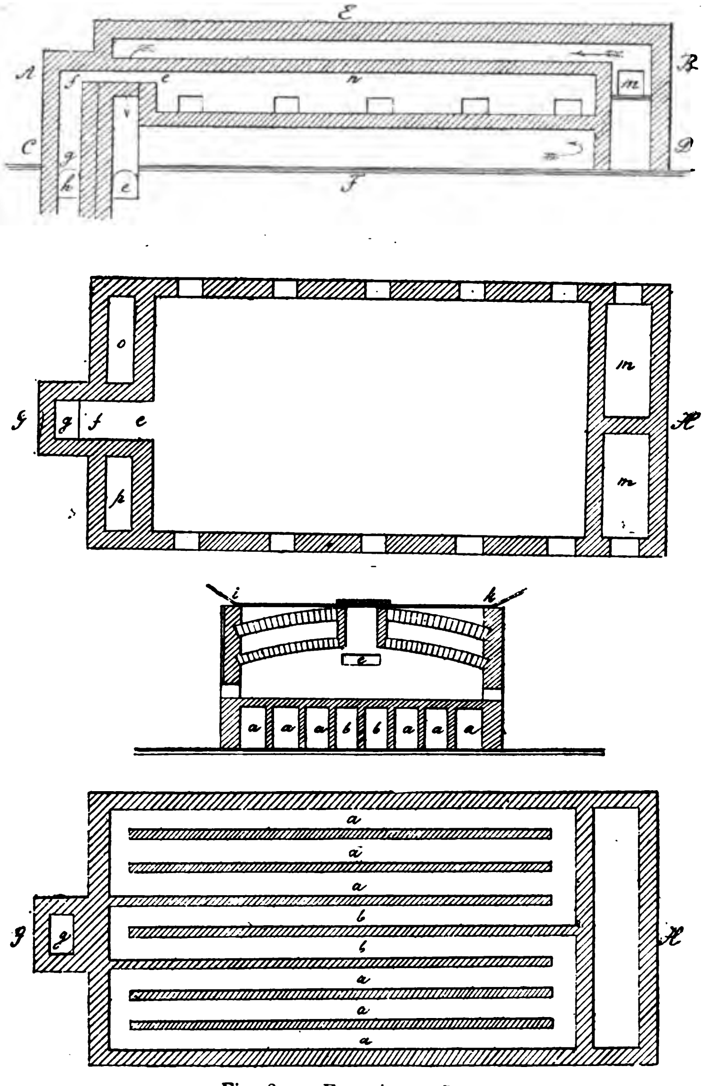


Fig. 8. — Four à moufle.

Pendant la marche de l'opération la chaleur est maintenue au rouge sombre et le minerai doit être remué fréquemment dans le four.

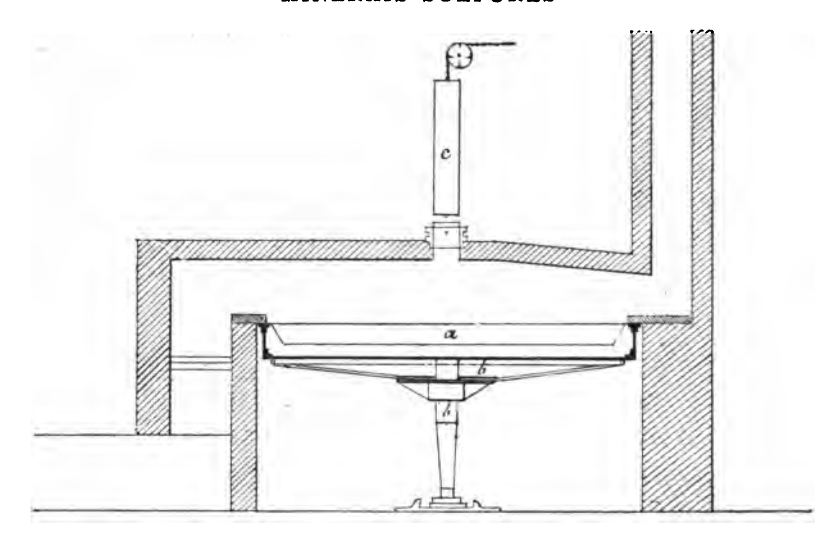
Une série de portes latérales permet l'introduction des outils et sert pour le défournement. Généralement deux fours sont accouplés de manière à être séparés, dans le sens de la longueur, par une forte cloison en briques réfractaires.

Les principaux avantages présentés par ce four sont :

L'uniformité de la température dans toutes les parties du four et, par suite, la marche régulière de la calcination; la séparation complète de la fumée du foyer d'avec les gaz dégagés dans le moufle, ce qui permet une meilleure condensation de ces derniers et évite le nettoyage fréquent des condenseurs. Enfin, la construction du four permettant le séjour du gaz chlorhydrique dans l'intérieur du moufle, on obtient une utilisation plus complète de ce gaz. A cet effet le carneau reliant l'intérieur du moufle avec l'appareil de condensation est muni d'une glissière à l'aide de laquelle on peut régler le départ des gaz.

Four à sole tournante. — Ce four (fig. 9), inventé par MM. Gibbs et Galsthorp, a été employé pendant quelques années dans une usine de Newcastle, mais a été abandonné par suite des grands frais d'entretien qu'il entraînait.

De forme circulaire ce four a 16 pieds de diamètre. La sole *a* est formée d'une taque en fonte recouverte d'un garnissage en dalles réfractaires et munie d'un rebord. Elle est sup-



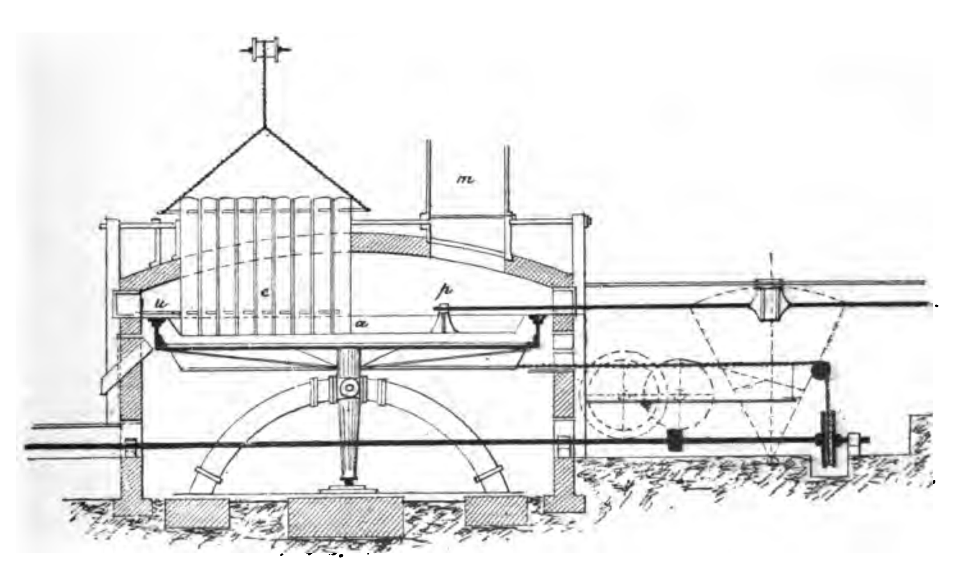


Fig. 9. — Four à sole tournante.

portée par un axe en fer *b* auquel est imprimé un mouvement de rotation. Ce mouvement est communiqué par une chaîne sans fin, enroulée autour d'une grande poulie placée immédiatement au-dessous de la taque formant la sole du four. La voûte du four est coupée suivant un rayon pour livrer passage à un châssis *c* formé de lames de fonte légèrement inclinées sur le plan du châssis, qu'on peut retirer du four à l'aide d'une chaîne passant sur deux poulies et munie d'un contre poids à son extrémité opposée.

Dans le prolongement de la rainure destinée au passage du châssis se trouve une ouverture munie d'une trémie *m* pouvant être formée par une glissière et servant à l'enfournement du mélange à calciner. Un ringard, dont la tête est en forme de soc de charrue, est mû mécaniquement dans le sens du rayon du four. Le foyer fixe se trouve placé d'un des côtés du four en face de l'ouverture destinée à la sortie des gaz et des fumées. Le foyer et le carneau de départ des gaz se trouvent disposés suivant un diamètre du four ; le châssis et le ringard sont placés suivant un autre diamètre coupant le premier à angle droit.

Le minerai, introduit dans le four par la trémie, est étendu sur la sole qui est alors mise en mouvement. Par suite de la disposition des lames du châssis, le minerai est remué et retourné continuellement dans le sens de la périphérie, tandis qu'à l'aide du ringard il l'est suivant le rayon. Le mouvement imprimé au ringard est tel que cet outil parcourt la longueur du rayon de la sole pour chaque tour que fait celle-ci. Avant de faire mouvoir le ringard et de descendre le châs-

sis dans le four, on chauffe le mélange pendant une heure environ afin d'amener la charge au rouge sombre.

Le minerai convenablement calciné est retiré du four par une porte *u* qui, pendant la marche de l'opération, est hermétiquement fermée. La porte permettant le passage du ringard est aménagée de manière à n'offrir que l'ouverture strictement nécessaire à la tige de l'outil.

Le four à sole tournante présente de grands avantages, mais exige un entretien important. Il est souvent arrêté, par suite de l'encrassement inévitable du pivot, encrassement produit par la poussière de minerai passant continuellement par les fissures qu'on ne peut éviter dans un four dont les pièces ne peuvent être reliées entre elles. Par contre la calcination, dans ces fours, est plus rapide et plus complète que celle obtenue dans les autres appareils décrits plus haut.

Le tableau ci-dessous présente les résultats comparatifs qui ont été obtenus :

	Résidus.	Four mécanique.	Four ordinaire.
Cuivre soluble dans l'eau. .	37,80	91,10	67,20
— — l'acide.	20,60	6,30	29,20
Cuivre insoluble.	41,60	2,60	3,60

On voit que les avantages obtenus avec le four mécanique sont très sérieux; aussi fait-on, dans divers établissements, des essais pour trouver le moyen de remédier aux inconvénients inhérents à la nature de ce genre d'appareil, mais jusqu'ici on n'a pas encore obtenu de résultats satisfaisants.

Manipulations de la calcination. — Quel que soit le four

employé pour obtenir la calcination chlorurante du minerai, la manipulation est toujours, à peu de chose près, la même, et les règles à suivre pour l'obtention d'une bonne marche sont invariables.

Le minerai, convenablement mêlé au sel et dans les proportions indiquées par leur analyse préalable, est disposé sur le four afin d'y sécher et d'être chauffé autant que possible ; puis il est introduit dans le four sur la sole duquel on l'étend en une couche uniforme qui ne doit pas dépasser 6 à 8 centimètres d'épaisseur.

Le mélange doit être chauffé successivement sans que, pendant la marche de l'opération, la température dépasse celle du rouge sombre. On laisse le mélange dans le four, sans le remuer, pendant une à deux heures, puis on le travaille à l'aide d'un ringard à tête de spatule ou à racle.

On détermine le moment auquel la chloruration est effectuée au moyen d'essais qu'il faut répéter fréquemment vers la fin de l'opération. A cet effet on prélève, dans diverses parties de la charge, un échantillon qui est pulvérisé et bien mélangé. On lave cet échantillon à l'eau chaude, puis à l'acide chlorhydrique dilué jusqu'à ce que tout le cuivre soluble ait été enlevé, ce dont on s'assure à l'aide de l'ammoniaque versée dans la liqueur obtenue. Lorsque le cuivre soluble est enlevé, on traite le minerai par l'eau régale chauffée, puis par l'ammoniaque en excès. Si la coloration obtenue démontre encore la présence de cuivre, la calcination n'est pas complète, et on la continue en remuant bien le mélange dans le four.

La durée de l'opération varie de six à neuf heures ; elle

dépend surtout de la teneur en soufre et en cuivre, ainsi que du degré de ténuité du minerai cuivrique et de l'intimité de son mélange avec le sel.

Les résidus reconnus les plus convenables pour le traitement par voie humide sont ceux qui renferment de 3 à 6 p. 100 de cuivre et 4 à 6 p. 100 de soufre. Les minerais dont la teneur dépasse 6 p. 100 de cuivre donnent généralement une perte trop considérable et exigent une élaboration plus lente, et, par suite, plus coûteuse. Nous avons cependant traité des pyrites cuivreuses tenant 8 et 9 p. 100 de cuivre sans que la perte dans les déchets ait dépassé 0,4 p. 100; mais la composition spéciale de ces minerais assez siliceux présentait des avantages que l'on rencontre rarement.

Une chaleur trop élevée pendant la durée de la calcination la rend plus longue, cause la volatilisation d'une partie des chlorures et produit des oxychlorures d'un lessivage plus difficile. Il faut tenir compte, dans la conduite du foyer, de la chaleur produite dans le moufle, pendant une partie de l'opération, par le soufre qui brûle dès que la température du mélange a atteint le degré voulu pour amener son dégagement. Il est bon aussi de maintenir les vapeurs sulfureuses et chlorhydriques dans le moufle autant que cela est possible sans incommoder les ouvriers calcineurs ; c'est ce que l'on peut régler à l'aide de la glissière placée sur le carneau reliant le moufle à l'appareil de condensation.

Condenseurs. — Les vapeurs produites par la calcination renferment des gaz sulfureux et chlorhydriques ainsi qu'une

faible quantité de chlorures métalliques volatilisés. Ces gaz étant très délétères et pouvant causer de graves dommages aux plantations qui avoisinent les établissements, on les dirige vers un appareil de condensation.

Généralement on adopte les tours de condensation soit jumelles, soit uniques, mais, dans ce dernier cas, plus élevées et construites en dalles de pierre inattaquée par l'acide. Les tours jumelles, telles qu'on les emploie dans presque toutes les usines anglaises, sont construites en dalles ou en briques réfractaires.

La tour est plus large à sa base, dans laquelle est ménagée une chambre recouverte d'une voûte percée de trous ou d'ouvertures régulières. Au-dessus de cette voûte on place des briques réfractaires disposées en quinconce, ou bien du coke, en morceaux de 8 à 15 centimètres de diamètre. A la partie supérieure du condenseur se trouve une ouverture débouchant dans un carneau qui met l'appareil en communication avec la cheminée de l'usine. Sur le sommet de la tour, on dispose un grand réservoir muni d'une ouverture, par laquelle l'eau tombe sur un plancher percé d'une quantité de petits trous, qui permettent à l'eau de passer sous forme de pluie. Les gaz entrent par un carneau qui débouche dans la chambre du bas, passent par les ouvertures ménagées dans la voûte et montent dans la colonne, où ils rencontrent la pluie d'eau qui les condense en partie. Les gaz non condensés se dirigent, par l'ouverture supérieure, vers la cheminée.

L'eau acidulée tombe dans la chambre du fond et s'écoule

par une petite ouverture pratiquée dans l'une des parois ; elle est recueillie dans des réservoirs pour servir ultérieurement au lessivage.

Le nombre des colonnes de condensation dépend du nombre de fours en emploi, et aussi de la teneur en soufre des minerais traités, car cette teneur règle la proportion de sel à employer, et, par suite, la quantité de gaz dégagée.

On emploie aussi des condenseurs à bonbonnes étagées.

Quel que soit l'appareil employé, la condensation des gaz ne s'obtient que difficilement, et jamais complètèment, à cause de la grande quantité d'air que l'on introduit dans les fours par les portes de travail, chaque fois qu'il faut remuer la charge en calcination. Il est rare que les eaux de condensation pèsent plus de 1,5 degré Baumé.

Dans le carneau reliant le moufle au condenseur, une partie des chlorures volatilisés se dépose avec de la poussière de minerai entraînée mécaniquement, le dépôt qui porte le nom *flue dust* est assez riche en cuivre, on le retire une ou deux fois par an et on le lessive à l'eau chaude et à l'eau acidulée pour en retirer le cuivre contenu. Toutefois, le métal retiré du flue dust est généralement d'une qualité moins bonne parce que l'arsenic et l'antimoine que le minerai contient souvent en quantités minimes se trouvent presque complètement réunis dans la poussière des carneaux.

Lessivage du mélange calciné. — Lorsque le minerai est convenablement calciné, il est retiré des fours dans des caveaux ménagés devant les portes de travail par lesquelles

s'effectue le défournement; on l'y laisse reposer pendant qu'une nouvelle charge est introduite dans le four et répartie sur sa sole. Le mélange calciné est alors mené dans une halle de refroidissement ou chargé dans des wagonets en fer dans lesquels on le laisse refroidir pendant plusieurs heures; puis, après refroidissement suffisant, il est amené dans des bacs de lessivage.

Ces bacs, d'une dimension moyenne de 10 à 11 pieds de côté sur 4 de haut, sont, pour la plupart, construits en bois sans nœuds. Les parois et le fond, formés de madriers de 3 à 4 pouces, bien assemblés, sont fixés sur des cadres en bois plus fort, reliés entre eux par des tirants en fer placés à l'extérieur des caisses, et, autant que possible, garantis d'un contact avec le minerai ou les liqueurs provenant de leur lessivage. L'assemblage des pièces se fait de diverses façons, et, pour leur consolidation, on n'emploie que des chevilles en bois.

On a, avec avantage, remplacé les bacs en bois par des réservoirs maçonnés en briques ordinaires et ciment et garnis à l'intérieur d'une forte couche de ciment. La durée de ces bacs est beaucoup plus longue que celle des réservoirs en bois, qui pourrissent à la longue et qu'il est presque impossible de maintenir parfaitement étanches; d'où déperdition de liqueurs cuivreuses. Nous avons employé des bacs en maçonnerie dont la campagne a duré plus de six ans, et alors il a suffi de remettre la garniture en ciment à neuf pour les remettre en parfait état.

Les bacs sont munis d'un double fond placé à 10 ou

12 centimètres au-dessus du premier ; il est formé de madriers juxtaposés et mobiles, de façon à pouvoir être facilement enlevés lorsque des réparations ou un nettoyage le rendent nécessaire.

Dans l'un des angles on ménage un conduit vertical permettant le passage de la tige d'un tampon qui sert à ouvrir ou fermer une ouverture pratiquée dans le fond de la caisse et permettant le passage des liqueurs. Lorsqu'on emploie les bacs en maçonnerie, les ouvertures d'écoulement sont réservées dans une des parois latérales, entre les deux fonds.

Sur le faux fond on établit un filtre formé de joncs, roseaux, paille ou toute autre matière analogue, que l'on recouvre d'une légère couche de minerai déjà lavé, afin d'empêcher le filtre d'être brûlé par le minerai trop chaud et d'en permettre le chargement plus facile. Suivant les appareils employés dans les divers établissements la charge de chaque bac varie de 10 à 30 tonnes de mélange calciné.

Une fois le minerai chargé dans les bacs et égalisé, on ferme le tampon et on introduit la liqueur destinée au lessivage. On commence par un premier lavage à l'eau chaude, ou à la liqueur provenant du condenseur, ou enfin à la liqueur dont le cuivre a été précipité et qui, élevée à l'aide d'injecteurs, se trouve, par le fait, chauffée ; pour les lavages ultérieurs, on se sert des mêmes liqueurs auxquelles on ajoute de l'acide chlorhydrique ou de l'acide sulfurique, mais le dernier lavage se fait toujours à l'eau chaude, et la liqueur obtenue, qui est d'une faible teneur en cuivre, sert au premier lavage d'une nouvelle partie.

L'opération peut être intermittente ou à courant continu.

Dans le premier cas on laisse les liqueurs en contact avec le minerai pendant quatre à douze heures suivant sa richesse ou sa composition après calcination, puis on laisse écouler et on remplace par d'autres liqueurs, et ce, successivement jusqu'à ce que la matière soit épuisée. Les lessives obtenues par les premiers lavages sont envoyées à la précipitation, celles provenant des opérations ultérieures sont conduites dans des réservoirs, d'où on les reprend pour effectuer les premiers lavages dans une opération nouvelle.

Si l'on emploie la méthode à courant continu, on fait arriver la liqueur dans le bac fermé jusqu'à ce que le liquide recouvre complètement le minerai à traiter. On établit alors un courant continu en continuant l'introduction de la liqueur et en ouvrant le tampon de décharge. On se sert, pour le lavage, des liqueurs provenant de la précipitation qui, grâce aux chlorures et sulfates de fer contenus, jouissent d'un pouvoir dissolvant plus intense. Lorsque les liqueurs découlant des bacs deviennent claires, on referme le tampon et on procède à un lavage à l'eau acidulée, et ensuite à l'eau pure.

Les liqueurs sortant des bacs sont conduites à la précipitation au moyen de rigoles en bois taillées dans des tronçons sans nœuds; on emploie généralement du pitchpin. Mais malgré les plus grands soins apportés au choix du matériel et à la confection de ces rigoles elles n'ont qu'une durée assez courte et elles sont d'un assemblage difficile à rendre étanche. Aussi conseillons-nous l'emploi de rigoles maçonnées et

cimentées, qui présentent plus de sûreté et reviennent moins cher.

Quand on emploie des bacs et des rigoles en bois, qui sont difficiles à tenir étanches, il faut avoir soin de recouvrir le sol de l'atelier d'une couche d'asphalte bien établie sur fond de béton ou de maçonnerie. Cette sole doit être légèrement inclinée de manière à ce que les eaux perdues viennent se réunir dans une rigole qui les mène à un réservoir où elles sont recueillies.

On s'assure de la marche du lessivage et de son achèvement en prélevant, de temps à autres, des échantillons que l'on traite comme nous l'avons indiqué pour ceux provenant des fours à calciner.

Lorsque les mêmes liqueurs ont servi à plusieurs lavages, elles se chargent d'une trop forte quantité de sulfate de soude et peuvent alors provoquer la formation d'agglomérations de matière à laver, ce qui est très préjudiciable à la bonne marche du lessivage; il faut donc avoir soin d'évacuer les eaux devenues trop denses et de les remplacer par d'autres. Dans le lessivage courant cet inconvénient est moins à craindre. Toutes les liqueurs sont envoyées à la précipitation et comme leur quantité est supérieure à celle nécessaire pour les premières périodes de lessivage, une partie doit toujours être évacuée et de la sorte, par l'adjonction des eaux nouvelles provenant des derniers lavages, on a toujours une liqueur convenable.

Les minerais dont on a extrait le cuivre sont enlevés et donnent un produit connu sous le nom de blue billy, ou plus

généralement dans le commerce sous celui de purpleore ; il trouve son emploi dans les usines sidérurgiques, comme garnissage de fours à puddler et principalement comme minerai de fer pour les hauts fourneaux. On utilise aussi le purpleore pour la recuite de la fonte malléable, pour la purification du gaz d'éclairage ainsi que pour la fabrication de briques et de carreaux céramiques très durs.

Les minerais d'Espagne et de Portugal donnent un purpleore très estimé par les sidérurges et dont la composition moyenne est :

Fe^2O^3	96,00
Pb (sulfate)	0,75
Cu	0,20
S	0,36
P	0,00
Ca	0,40
Na	0,10
Résidus insolubles	2,11

L'état pulvérulent du purpleore présentant certaines difficultés pour son emploi en grande quantité dans le traitement au haut fourneau, on a essayé d'en former des agglomérés, en l'agglutinant avec de la chaux, du silicate, du brai, etc. ; mais les tentatives faites n'ont pas encore donné de bons résultats, soit que la teneur en fer ait dû être baissée trop fortement, soit que le coût de l'opération ait dépassé la limite possible. Actuellement on est arrivé à traiter le purpleore, tel quel, en le faisant entrer dans la charge du haut fourneau dans une proportion de 25 p. 100.

Nous avons dit plus haut qu'on traitait aussi par le lessi-

vage le flue dust, ou poussière entraînée mécaniquement et déposée dans les carneaux reliant le moufle des fours à calciner à l'appareil de condensation. Ces poussières, mêlées à des chlorures volatilisés qui se sont condensés, sont très fines et leur lessivage demande une manipulation spéciale. On les charge dans des bacs et on les lave d'abord à l'eau chaude, puis à l'eau acidulée. Une fois la liqueur amenée sur le flue dust on remue la masse à l'aide d'une palette en bois, on laisse déposer et on décante la liqueur devenue claire. Le lavage est répété jusqu'à épuisement complet de la matière.

La teneur moyenne du flue dust donné par le traitement des minerais d'Espagne et de Portugal est la suivante :

As^2O^3	= 2,97	CaO	= 2,38
Bi^2O^3	= 2,21	MgO	= traces.
Sb^2O^3	= 0,23	K^2O	= 0,23
ZnO	= 4,06	Ma^2O	= 1,81
Fe^2O^3	= 15,98	$NaCl$	= 2,72
PbO	= 2,00	SO^3	= 40,32
CuO	= 25,33	SiO^3	= traces.
Al^2O^3	= traces.		

On peut juger par cette analyse de la diversité des éléments renfermés dans les minerais d'Espagne et de Portugal.

Ainsi que nous l'avons indiqué plus haut, on se sert pour le lessivage des liqueurs ayant passé par la précipitation. Ces liqueurs sont élevées à l'aide de pompes, d'injecteurs ou de monte-jus. Leur puissance corrosive étant très forte, on rencontre des difficultés dans le choix de la matière dont les appareils doivent être façonnés. Nous conseillons l'emploi d'injecteurs en plomb durci à l'acide d'une addition d'anti-

moine ; ces appareils ont une durée assez longue et leur emploi permet de chauffer la liqueur dont l'action dissolvante est renforcée par la chaleur.

Précipitation. — La précipitation du cuivre contenu dans des liqueurs provenant du lessivage s'effectue par l'hydrogène sulfuré, la fonte ou le fer métallique ou par le fer spongieux.

Nous avons indiqué, plus haut, la fabrication de l'hydrogène sulfuré par le procédé Sinding. Voici un autre procédé qui a été employé assez longtemps en Angleterre :

On chauffe au rouge, dans un four à sulfate, 500 kilogrammes de sulfate de soude mêlé à 350 kilogrammes de poussier de charbon. Après trois heures de chauffe, on retire la masse que l'on lessive d'après la méthode de Shank. La liqueur qui contient le sulfate de sodium est réunie dans un réservoir dans le fond duquel on introduit, à l'aide d'un serpentin percé de petits trous, de l'acide carbonique. Il se forme alors du carbonate de soude et de l'hydrogène sulfuré qui est retenu sous la culotte de la cuve et est de là dirigé dans des bacs de précipitation qui sont disposés comme ceux qui servent à la fabrication de l'hydrogène sulfuré. Le sulfure de cuivre obtenu est passé au filtre-presse, puis traité par la voie ordinaire de fusion.

Pour la précipitation du cuivre par la fonte ou le fer métallique on emploie des bacs analogues à ceux servant pour le lessivage, de cuves en bois formées de deux compartiments concentriques ou de rigoles en bois.

Les bacs en bois construits de la même façon que ceux du lessivage ont généralement 2m,50 à 3 mètres de long sur 1m,50 à 1m,90 de large et 1m,25 de haut ; ils ne sont pas munis d'un double fond. On emploie aussi avec grand avantage des bacs en maçonnerie, mais il est bon de les munir d'un garnissage intérieur en bois afin d'éviter la détérioration des parois par le feu en chargeant ou en vidant les bacs.

Dans les bacs concentriques le compartiment de la cuve intérieure est formé d'un lattis et le fer est déposé dans le compartiment formant couronne ; le but de cette construction est de permettre l'agitation de la liqueur pendant la marche de l'opération, ce qui l'accélère. Dans les bacs rectangulaires le fer est placé indifféremment le long des parois et au centre en ayant toutefois soin de conserver une place libre pour faciliter l'accès lorsque les bacs doivent être vidés.

Lorsqu'on traite des minerais contenant d'autres métaux que le cuivre et qu'on veut le retirer, on précipite séparément les liqueurs provenant des premiers lavages et généralement la lessive ne peut, après le traitement, servir au lavage des minerais.

Si on laisse les liqueurs provenant du lessivage exposées à l'air pendant un certain temps, il se forme des sels de fer qui colorent différemment les liqueurs, suivant leur degré de dilution.

$$10FeO\ SO^3 + 5O = 3Fe^2O^3\ SO^3 + Fe^2O^3\ 2SO^3$$
$$6FeO\ SO^3 + 3O = Fe^2O^3\ SO^3 + 2Fe^2O^3\ SO^3 + SO^3$$

Plus la solution est diluée, plus la formation des sels basiques est forte à une température moins élevée. L'oxydation

du sulfate de fer est accélérée par la chaleur. Plus la liqueur renferme de chlorure ferrique, plus la consommation de fer est importante dans l'opération de la précipitation.

Afin d'éviter cet inconvénient, on peut précipiter le chlorure ferrique en excès, par la chaux; mais il faut, toutefois, veiller à ce que la liqueur conserve encore un certain degré d'acidité, car, sans cela, le cuivre serait aussi précipité.

Lorsqu'on traite des minerais arsénieux, l'arsenic se trouve aussi renfermé dans la lessive et est précipité avec le cuivre par le fer. Afin de l'enlever, on peut chauffer la liqueur qui le contient avec des eaux résiduelles de la précipitation; il se forme alors un arséniure de fer avec dégagement d'acide chlorhydrique. L'antimoine contenu dans la lessive est précipité avec le fer par la chaux.

L'opération de la précipitation peut être intermittente ou continue.

Lorsque les liqueurs du lavage sont convenablement saturées de sel de cuivre on les conduit dans les bacs de précipitation, chargés au préalable de 1200 à 1500 kilogrammes de mitraille de fer. Une fois le bac rempli, on chauffe le liquide à l'aide d'une circulation de vapeur passant dans un serpentin ou, simplement, à l'aide d'un jet de vapeur que l'on introduit dans le bain par un tuyau en plomb ou en bois, ouvert à son extrémité. Ce jet de vapeur, en chauffant la liqueur, active la précipitation du cuivre en causant une agitation de la liqueur qui contribue à remetttre les surfaces des mitrailles à vif ; il a aussi l'avantage de maintenir en solution le sel de soude qui, sans cela, se déposerait avec le cuivre qu'il

encrasserait. La chaleur la plus convenable à une bonne marche de la précipitation est de 60 à 70 degrés centigrades.

En remuant la mitraille de temps à autre afin de dégager les surfaces des mitrailles, on obtient une marche plus rapide; mais si on laisse l'opération s'effectuer lentement et tranquillement, le cuivre qui se dépose sur le fer reste adhérent et donne un précipité d'une grande pureté, surtout si les liqueurs traitées sont riches en cuivre et si l'on emploie du fer doux pour la précipitation. La fonte donne toujours un cément plus pulvérulent et occasionne la formation de carbures de cuivre qui sont d'une réduction difficile.

On constate l'épuisement de la liqueur en y plongeant une lame de fer bien polie; si elle n'est pas rougie au bout de quelques instants, c'est que le cuivre est extrait. On évacue alors la liqueur à l'aide de siphons et on la réunit dans des réservoirs d'où elle est tirée pour servir au lessivage. La précipitation complète du cuivre de la liqueur contenue dans un bac est effectuée en huit heures de temps. La durée de l'opération comme la richesse du cément obtenu dépendent naturellement beaucoup de la nature et de la propreté du fer employé.

Au fur et à mesure de la consommation du fer, on en ajoute du nouveau ; les bacs sont vidés tous les huit jours et renferment alors 1 et demi à 2 tonnes de cément. L'emploi de liqueurs riches est avantageux, car elle donne un cuivre plus pur que celui retiré de liqueurs pauvres.

Dans quelques établissements la précipitation se fait d'une façon courante. Un certain nombre de bacs sont desservis par

une rigole d'arrivée placée sur le côté avec laquelle ils sont reliés par de petites rigoles transversales munies de glissières en bois qui permettent d'isoler chaque bac séparément de la série. Le bac de tête, muni de chicanes, reçoit les liqueurs venant du lessivage ; elles y déposent le minerai entraîné mécaniquement, et passent successivement d'un bac de précipitation dans un autre; elles sont introduites dans le haut du bac et en sortent par une gaine qui plonge jusqu'à 25 centimètres du fond et qui les laisse passer dans la seconde rigole transversale. Pendant la marche la rigole principale est obstruée entre les rigoles transversales de chaque bac. De cette façon la liqueur traverse successivement chaque bac et le fer qu'il contient et vient, à la sortie du dernier, se déverser dans un réservoir d'où on la retire pour les bassins du lessivage. Lorsqu'on doit procéder au vidage d'un bac on l'isole de la série en obstruant les rigoles transversales et, à l'aide d'un injecteur, on retire la liqueur que l'on déverse dans le bac suivant.

Par ce procédé la liqueur est rapidement appauvrie et le travail exige moins de surveillance et de main d'œuvre. Voici les résultats que nous avons constatés sur deux séries :

				1re série.		2e série.	
Teneur	à l'entrée du	1er	bac	6,400	kg au m^3	4,880	kg au m^3
—	—	2e	—	2,180	—	2,880	—
—	—	3e	—	1,240	—	1,740	—
—	—	4e	—	0,650	—	1,200	—
—	—	5e	—	0,300	—	0,820	—
—	—	6e	—	0,240	—	0,140	—
—	—	7e	—	0,220	—	0,120	—
—	—	8e	—	0,100	—	0,90	—
—	—	9e	—	0,80	—	0,75	—
—	—	10e	—	0,60	—	0,55	—

Les liqueurs servant au lessivage il est inutile de les épuiser au delà de 60 à 70 grammes au mètre cube.

Les bacs de tête doivent être vidés tous les deux jours et ceux de queue tous les six à huit jours.

Cette méthode de précipitation, combinée avec un traitement courant au lessivage, permet d'élaborer une plus grande quantité de minerai avec un nombre moins élevé d'appareils et de réduire sensiblement le coût de la main d'œuvre.

L'emploi des cuves à deux compartiments a lieu lorsque l'on se sert, pour la précipitation, de tournures de fonte et de fer, de clous ou autres mitrailles menues qui rapidement enfouis dans le précipité produit ne permettraient plus qu'une marche fort lente de la précipitation.

Théoriquement on ne devrait consommer que 88 tonnes de fer pour 100 tonnes de cuivre, mais en réalité la consommation est sensiblement plus élevée : cela provient de l'acidité des liqueurs et de l'impureté des mitrailles. On remédie partiellement à cet inconvénient en battant bien les mitrailles avant de s'en servir afin d'en enlever les croûtes d'oxyde et en brûlant sur un feu libre les couches de peinture, graisse ua goudron dont elles sont souvent enduites. On peut aussi procéder à un décapage des mitrailles dans un bain d'eau et d'acide chlorhydrique, mais cette opération renchérit naturellement la matière première.

Lorsque la marche du lessivage et de la précipitation est courante, les liqueurs des divers bacs se trouvant réunies pour un même traitement, le degré d'acidité se trouve sensiblement amoindri et la consommation ne dépasse pas

95 kilogrammes, en moyenne, pour 100 kilogrammes de cuivre.

Fer spongieux. — Aux époques où une forte hausse s'est produite sur le prix des mitrailles, on a employé avec succès le fer spongieux pour précipiter le cuivre dans les liqueurs provenant du lessivage.

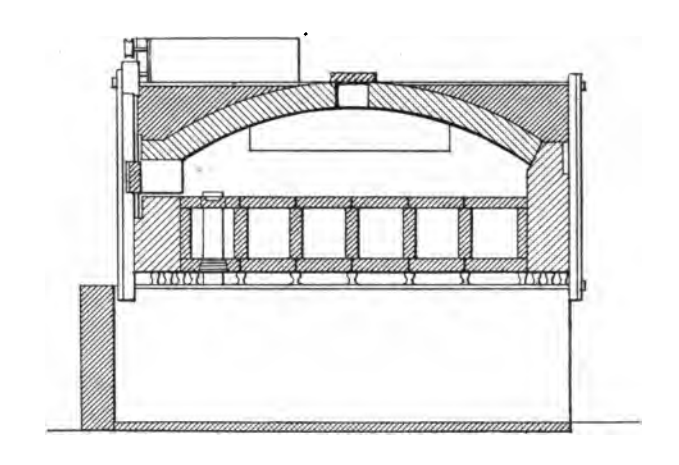
La précipitation par le fer spongieux se fait de la manière suivante : on le répand lentement à l'aide d'un tamis dans une cuve remplie de la liqueur à traiter que l'on a soin de tenir continuellement en mouvement, à l'aide d'une sorte de râble en bois. La précipitation s'opère très rapidement, mais le cément obtenu est beaucoup moins pur que celui donné par la mitraille ; sa teneur en cuivre ne dépasse généralement pas 50 à 54 p. 100.

Les usines employant le fer spongieux le fabriquent généralement elles-mêmes.

A la *Bede metal works*, à Newcastle, on fabriquait le fer spongieux avec du purple ore réduit au four à reverbère, à l'aide du poussier de charbon. La température dans le four est réglée de façon à empêcher la fusion du fer et à se borner à la métallisation du purple ore.

Le four employé, dont croquis ci-contre (fig. 10), est divisé en trois compartiments au moyen de cloisons transversales ; ces compartiments forment des chambres pouvant être chargées séparément. Le foyer du four est muni d'une grille très basse, afin d'obtenir une flamme réductrice qui passe au-dessus des compartiments d'abord, puis les chauffe en-dessous en

traversant des carneaux ménagés sous la sole. Le four est muni à sa partie supérieure d'ouvertures permettant l'intro-



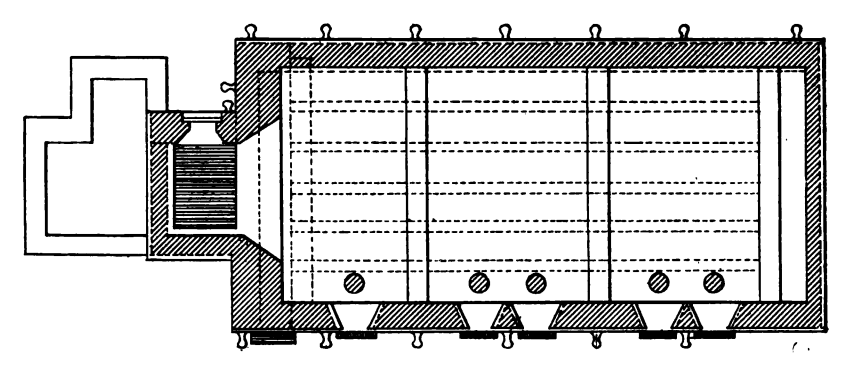


Fig. 10. — Four de la *Bede metal works*.

duction de la charge. Celle-ci est d'une tonne de purple ore sec mêlé à 300 kilogrammes de poussier de charbon passé au tamis de 32 mailles par 10 centimètres carrés. La charge est

étendue sur la sole en une couche de 15 à 20 millimètres d'épaisseur, et une fois que la réduction est effectuée on la fait passer, par des ouvertures ménagées devant les pertes de travail, dans des compartiments clos où on les laisse refroidir lentement. Le mélange doit être chauffé au rouge clair et il faut de neuf à vingt heures pour obtenir sa réduction, suivant que le compartiment dans lequel elle s'effectue est plus ou moins rapproché du foyer. Le refroidissement se fait en quarante-huit heures et il faut avoir soin de bien luter toutes les ouvertures pouvant donner accès à l'air qui doit être absolument exclu si l'on veut éviter une nouvelle oxydation du fer.

Le fer spongieux obtenu est passé sous des meules qui le réduisent en poussières aussi fines que possible. Il faut, pour la fabrication de ce produit, n'employer que du purple ore produit avec des minerais renfermant le moins de gangue possible, car tous les corps autres que le fer restent mêlés au cément qui est déjà rendu impur par du peroxyde de fer non réduit.

Un autre procédé, moins coûteux que le précédent, est celui employé à *Pittsburg*, aux Etats-Unis d'Amérique. On y emploie, pour cette fabrication un cylindre creux disposé verticalement dont le noyau est formé par un tuyau en terre réfractaire. Ces cylindres ont, l'un 36 pouces de diamètre et l'autre 28 pouces ; ils ont tous deux 8 pieds de haut.

Le minerai pulvérisé, mêlé au poussier de charbon, est placé dans l'espace compris entre le noyau et la paroi du cylindre extérieur, et est chauffé par le bas. L'oxyde de

carbone qui se dégage monte au travers du mélange et redescend par le tuyau formant noyau, vers le bas de l'appareil où il est consumé à l'aide d'un courant d'air que l'on y introduit.

Par ce procédé, on n'emploie que le quart ou le tiers du charbon consommé dans un four à reverbère pour la fabrication égale de fer spongieux. On emploie pour la réduction d'une tonne de purple ore 300 kilogrammes de poussier de charbon et une quantité égale pour la chauffe du four.

Divers sels chimiques, entre autres le sulfure de chaux, ont aussi été employés pour la précipitation du cuivre, mais ces essais n'ont pas donné de résultats satisfaisants. Enfin on a eu recours, pour la précipitation du cuivre, à un courant galvanique. Nous nous occuperons plus loin, dans un chapitre spécial, de ce mode de traitement connu sous le nom d'électro-métallurgie.

Lavage et séchage du précipité. — Le cément de cuivre retiré des bacs est disposé sur un tamis en cuivre rouge ayant des trous de 3 millimètres, et lavé à l'aide d'un jet d'eau qui entraîne le précipité pulvérulent dans un bac de dépôt au-dessus duquel il se trouve placé. Les morceaux de fer ainsi que le cément aggloméré restent sur le tamis et sont triés à la main.

On emploie aussi pour le lavage une sorte de crible à secousse, mais celui par un jet d'eau est préférable à tous les points de vue ; le travail est plus rapide, moins fatigant et, naturellement alors, moins coûteux.

Quelquefois on se sert, pour ce lavage, d'eau acidulée afin de dissoudre les oxydes de fer et de cuivre contenus dans le précipité ; dans ce cas, les eaux provenant de ce lavage sont repassées par les bacs de précipitation ; il est du reste sage de procéder de cette façon même quand on se sert d'eau ordinaire car le cément contient toujours une certaine quantité de chlorure de cuivre que l'on récupère de cette façon.

Lorsque le bac de dépôt est rempli, on retire le précipité que l'on met en tas sur une sole légèrement inclinée, afin de le laisser égoutter pendant quarante-huit heures, puis on le sèche. Cet égouttage se fait aussi dans des bacs munis d'un double fond dont le supérieur forme filtre et dans lequel le précipité est lavé à l'eau chaude avant d'être abandonné à l'égouttage. Cette opération a pour but d'éliminer les sulfates et chlorures solubles qui lors du séchage restent dans le cuivre ou forment des croûtes dont la consistance exige un travail supplémentaire lors du séchage. Nous avons constaté que grâce au lavage, à l'eau chaude, on obtenait un cément tenant de 4 à 6 p. 100 de plus que celui qui n'avait pas été soumis à cette opération.

Le séchage se fait généralement sur une aire en dalles réfractaires ou en taques de fonte, qui sont chauffées par un foyer spécial ou par les flammes perdues d'un générateur à vapeur. Pendant la marche du séchage, le précipité doit être retourné fréquemment et la chaleur doit être surveillée avec soin afin d'éviter l'oxydation du cément, qui causerait une diminution de teneur en cuivre du produit et une moins-value

sensible du précipité. Le précipité ainsi obtenu contient en général :

Cuivre	75,00 à 84,00
Chaux	1,28
Alumine	2,36
Magnésie	0,99
Oxyde de fer	5,80
Sulfate de soude	2,04
Chlorure de sodium	0,55

Par le lavage à l'eau chaude on élimine presque complètement les sels de sodium, et un tamisage bien fait permet de réduire la quantité de fer contenue.

Dans plusieurs établissements du continent, qui ne fondent pas eux-mêmes le précipité, mais le livrent à des fonderies spéciales, on a remplacé le séchage sur dalles par celui au moyen de presses. Celles-ci sont hydrauliques et de modèles différents, mais se rapprochent toutes de celle qui a été employée en premier lieu à l'usine de *Hemixem-lès-Anvers*. Cette presse (fig. 11) est construite comme celles servant à la fabrication des dalles de mosaïque. Un plateau en fonte tournant autour d'un axe vertical supporte quatre moules en fonte, ou de préférence en bronze phosphoreux ; ceux-ci, mobiles verticalement, sont guidés par trois broches et soutenus par des ressorts à boudins. Chaque moule est divisé en deux ou quatre compartiments munis d'un piston mobile qui, dans la position ordinaire, repose sur la table et laisse dans les moules un espace vide qui est alors rempli de précipité.

Quand un double moule est chargé, on fait exécuter un quart de tour au plateau, qui présente alors le moule devant

une taque en fer forgé ou en bronze phosphoreux. On fait

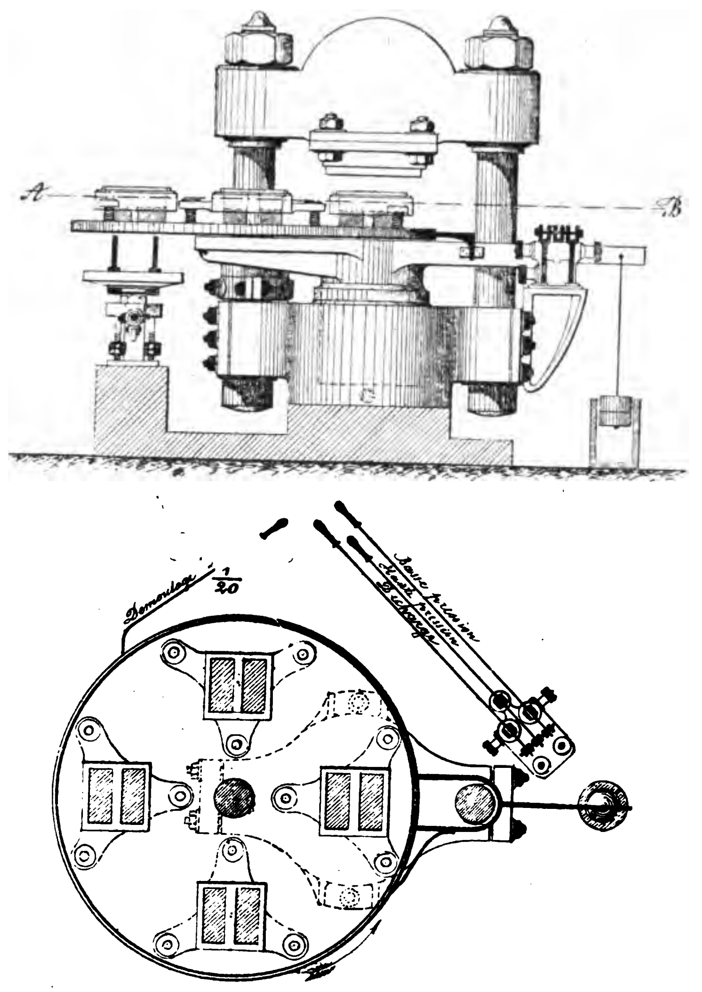


Fig. 11. — Presse hydraulique de Hémixem-lès-Anvers.

agir la pression qui, soulevant le plateau, presse les pistons

et le cément se trouve comprimé entre la taque et la surface supérieure du piston; la pression est donnée par deux accumulateurs à haute et basse pression, le premier donnant jusqu'à 70 atmosphères.

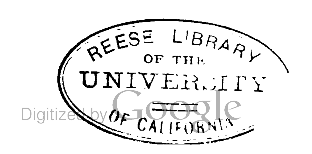
Lorsqu'on ne voit plus couler d'eau, on laisse redescendre le plateau et on amène le moule suivant sous la taque; celui dont les briques sont comprimées se trouve alors au-dessus d'un démouleur hydraulique qui, repoussant les piétons à l'aide de tiges en acier, permet d'enlever les briques formées. On voit que trois des moules sont toujours en usage; pendant qu'on charge le premier, le second est sous pression et le troisième au-dessus du démouleur.

On peut avec cet appareil comprimer de 4 à 5 tonnes pour vingt heures de travail.

Le précipité obtenu est plus riche que celui donné par le séchage sur taques non lavé à l'eau chaude, comme on peut le voir par l'analyse de deux parties traitées par les deux procédés :

	Précipité séché.	Précipité comprimé.
Cuivre métallique	40,20	65,20
Oxyde de cuivre	43,67	25,54
Chaux soluble	1,28	0,53
Alumine	1,56	0,20
Sulfate de magnésie	0,80	0,15
Oxyde de fer	5,80	5,56
Sulfate de soude	2,04	1,34
Chlorure de sodium	0,55	0,38
Matières insolubles	4,10	1,10
	100,00	100,00
Cuivre total	75,07	85,20

Les briques obtenues contiennent encore 8 à 11 p. 100 d'eau



et on les laisse sécher à l'air sur des claies de lattis superposées. Après un séjour de six à huit jours sur ces claies, les briques ne contiennent plus que 5 p. 100 d'humidité. On voit que par la compression les liqueurs chassées entraînent une forte proportion des sels et des matières étrangères renfermées dans le cément, et que, de plus, on évite l'oxydation du cuivre. Par contre ce mode de séchage est rendu coûteux par l'obligation que l'on a de remplacer très fréquemment les ressorts et diverses parties de l'appareil, ainsi que par la consommation de vapeur exigée par les pompes qui actionnent les accumulateurs.

Nous avons dit que par un lavage du précipité à l'eau chaude on obtient un produit d'une teneur presque égale à celle du cément comprimé et en tenant compte de la différence du coût et de la difficulté que l'on éprouve à bien échantillonner le cément comprimé, nous préférons l'emploi de la méthode par séchage sur taque. Quand celui-ci est bien mené et que le précipité a été lavé convenablement, la formation d'oxyde est fortement diminuée et le produit séché contient de 82 à 84 p. 100 de cuivre.

Le précipité séché est expédié en barils ou en sacs.

Usine de Hémixem-lès-Anvers. — Afin de donner une idée d'une usine traitant l'extraction du cuivre par voie humide nous donnons la description de l'usine de Hemixem-lès-Anvers (fig. 12 et 13).

L'établissement est situé sur l'Escaut à environ 11 kilomètres en amont d'Anvers, sur le terrain de la commune de

Hémixem et à vingt minutes de la station du chemin de fer d'Anvers à Boom.

La plus grande partie des marchandises étant amenées à l'usine par voie d'eau, on a construit au bord du fleuve un grand quai muni de deux grues à vapeur. Les marchandises déchargées dans des wagons sont pesées à l'entrée de l'usine, puis élevées à l'aide d'un plan incliné jusqu'au niveau de la toiture des magasins, dans lesquels elles sont déversées.

On traite à Hémixem les résidus fournis par la fabrique d'acide sulfurique (15 000 mètres cubes de chambres) annexée à l'usine ainsi que les cendres de pyrites fournies par des fabriques de produits chimiques de Belgique et de Hollande. Ces résidus sont en partie en morceaux et en partie en poussière. On sépare dans les magasins les résidus suivant leur nature et leur provenance.

Les résidus sont mélangés entre eux suivant leur teneur en cuivre et en soufre ; on y ajoute la proportion de sel nécessaire et on passe le mélange par un broyeur. Cet appareil est composé de deux paires de cylindres en acier de grand diamètre. La première reçoit les minerais provenant des magasins et la seconde ne passe que le refus du tamis. De chaque côté des premiers cylindres se trouvent deux puisards dans lesquels on déverse les résidus et le sel ; ils sont levés par deux chaînes à godets et amenés dans une grande trémie, d'où ils passent sur une table qui les distribue régulièrement sur les cylindres. La venue du mélange est réglée par des vannes et les chaînes à godets sont agencées de façon à amener successivement le minerai contenu dans les deux puisards.

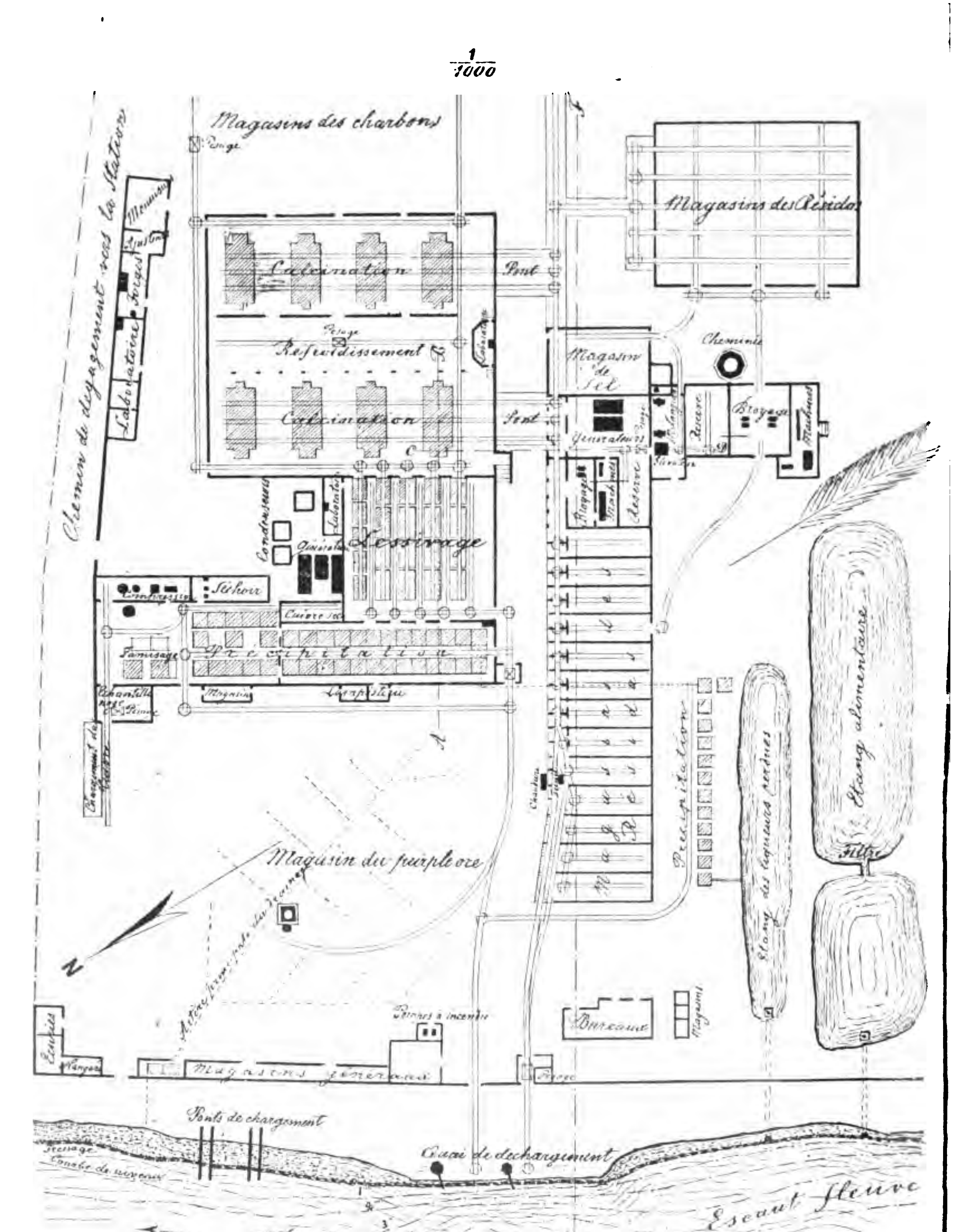


Fig. 12. — Plan de l'usine de Hémixem.

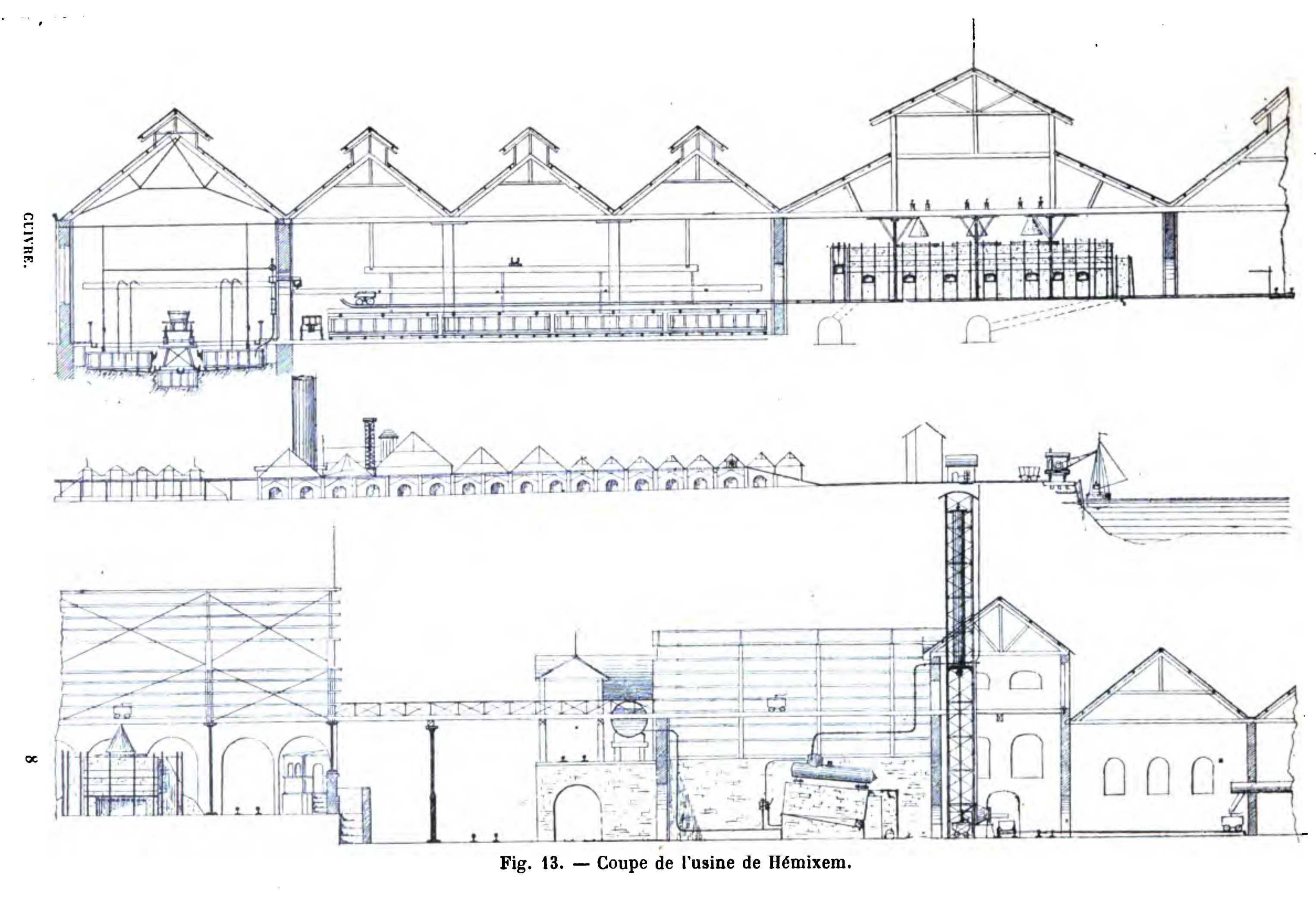


Fig. 13. — Coupe de l'usine de Hémixem.

Les produits provenant des deux jeux de broyeurs tombent dans un réservoir commun d'où une chaîne à godets les élève sur un blutoir formé d'un tamis à secousse dont le refus retourne directement au second jeu de cylindres. Le minerai broyé et tamisé tombe dans l'enveloppe d'une vis d'Archimède qui le transporte dans un magasin spécial. Cet appareil peut préparer 150 tonnes de produits par jour.

Par une disposition spéciale, on prélève automatiquement, pendant la marche, un échantillon des produits donnés par les deux broyeurs.

Le mélange broyé est déversé dans des wagonets ; ceux-ci sont, à l'aide d'un élévateur, montés sur une voie ferrée qui, passant au-dessus des fours à calciner, permet de les déverser directement dans les trémies de charge.

Les ateliers de calcination renferment huit fours à calciner et sont séparés par une halle de refroidissement. Les fours ont 13 mètres de long sur 5 de large et 2 de haut. Ils sont à moufle et munis de portes latérales pour le travail des charges. Le minerai reste sur le four pendant trois à quatre heures avant d'être enfourné, y est chauffé et séché. L'enfournement se fait par trois trous de charge ménagés dans la voûte du four, et dure de quinze à vingt minutes. La charge est de 5 500 kilogrammes et la durée de la calcination dure de huit à onze heures.

La surface de calcination de chaque four est de 40 mètres carrés et la hauteur maximum du moufle a 80 centimètres. La température moyenne de l'intérieur du moufle est de 500° avec un écart de 70 à 80° entre les deux extrémités du four.

La consommation de charbon est d'environ 1 300 kilogrammes par vingt-quatre heures, soit 435 kilogrammes par charge.

A l'intérieur du four et devant les portes de travail, se trouve une ouverture menant par une gaine dans un caveau. Cette ouverture fermée par une taque en fonte, mobile, sert au défournement du minerai calciné ; de cette façon, les gaz émanés par le mélange avant son refroidissement, rentrent dans le four, et les ouvriers ne sont pas incommodés dans leur travail.

Lorsque la charge chlorurée est retirée du four, on procède à l'introduction d'une nouvelle charge qui est étendue avec soin sur la sole en une couche de 35 à 40 centimètres. Lorsque ce travail est achevé, on referme les plaques couvrant les caveaux et on charge le mélange calciné dans des wagonets qui sont remisés dans la halle de refroidissement où ils restent le temps voulu pour que le minerai prenne la température requise pour le lessivage.

En tenant compte des arrêts inévitables pour les réparations, on peut calciner, à Hémixem, 150 à 160 tonnes de minerai par jour.

Dans la halle de refroidissement, et à cheval sur les deux ateliers de calcination se trouve un laboratoire spécial dans lequel se font les essais des charges.

Les gaz chlorhydriques dégagés pendant la calcination sont menés, à l'aide de grands carneaux passant sous les fours, dans un grand condenseur à colonne. On a, dans les débuts, employé deux condenseurs anglais, en briques réfractaires, ayant 3 mètres de côté et 17 mètres de haut, mais ils ont été

ultérieurement remplacés par un condenseur unique en dalles de grès, ayant 23 mètres de haut. Ce condenseur ne présente rien de particulier dans sa construction; il est rempli de morceaux de coke dur.

Le mélange suffisamment refroidi, les wagonets qui le contiennent sont menés à l'atelier de lessivage qui se trouve en contre-bas des ateliers de calcination; les wagonets sont, par suite, amenés par une voie ferrée qui surplombe les bacs de lessivage.

L'atelier de lessivage comprend 20 bacs en maçonnerie pouvant contenir 25 tonnes de mélange, chacun. Ces bacs sont garnis, à l'intérieur, de feuilles de plomb garanties elles-mêmes par un cuvelage en bois. Au bout de six années d'usage, ces bacs sont encore aussi bons que neufs. Ils sont munis d'un double fond sur lequel on dispose un filtre de paille; les bacs sont disposés en 4 séries de 5 juxtaposés et ayant de la sorte une cloison commune pour chaque deux appareils. Le trou d'échappement des liqueurs est ménagé sur la paroi latérale et débouche dans une rigole de distribution, en maçonnerie; on ne constate aucune perte de liqueurs.

Au-dessus de chaque série courent des rigoles et des conduites qui amènent l'eau chaude, les eaux résiduelles de la précipitation et l'acide.

Une fois les bacs chargés, on procède au lavage, qui est continu et se fait successivement à l'aide de liqueurs résiduelles et d'eau à laquelle on ajoute de l'acide sulfurique, et enfin à l'aide d'eau pure. On introduit la première liqueur dans le bac dont le trou de décharge est fermé par un tampon;

quand le minerai est recouvert d'une couche de liquide de 10 à 15 centimètres, on enlève le tampon et on amène continuellement une quantité de liqueur résiduelle égale à celle qui s'échappe par le trou de décharge. Après vingt à trente heures de ce lavage, on arrête la venue d'eau et on procède au prélèvement d'échantillons. Si le mélange contient encore du cuivre, on lui fait subir un nouveau lavage à l'acide, puis à l'eau chaude. L'opération complète dure de trente-cinq à quarante heures et le résidu ne contient plus que 0,02 à 0,35 p. 100 de cuivre. Grâce à la méthode de lessivage courant qui a été inaugurée à Hémixem, on pourrait facilement y lessiver 300 tonnes de mélange par vingt-quatre heures de travail.

Le mélange lavé est retiré des bacs et emmagasiné en tas pour être ensuite délivré aux usines sidérurgiques qui l'emploient comme minerai de fer. Ce purpleore contient environ 18 p. 100 d'eau et 62 p. 100 de fer à l'état sec.

Tous les ateliers de l'usine étant construits en gradins, les eaux provenant du lessivage coulent naturellement vers l'atelier de précipitation, où elles sont menées à l'aide de rigoles en maçonnerie. L'atelier de précipitation comprend trois séries de bacs en maçonnerie de $3^{m},50$ de long et de large sur 1 mètre de haut. Deux séries reçoivent les lessives directement de l'atelier de lessivage; les liqueurs traversent successivement les bacs de chaque série, et au sortir des derniers bacs, elles se réunissent pour passer par la troisième série dans laquelle elles sont épuisées jusqu'à 30 à 40 grammes de cuivre par mètre cube. Le dernier bac de cette série sert de réservoir aux liqueurs destinées au lessivage; celles qui

ne sont pas absorbées par ce service s'écoulent par trop-plein et sont abandonnées.

La liqueur entre dans les bacs par le haut et en sort par une gaine partant du fond. Chaque bac peut être isolé de la série pour son vidage. Lorsque le circuit est interrompu, la liqueur du bac à vider est, à l'aide d'un injecteur, transvasée dans le bac voisin, de sorte qu'il n'y a aucun danger à ce qu'un peu de précipité soit entraîné avec les liqueurs. Les bacs de tête des deux premières séries sont vidés tous les deux jours ; ceux de queue deux fois par semaine et ceux de la troisième série, deux fois par mois.

On se sert, pour la précipitation, de mitrailles de fer composée de tôles, rails, tuyaux étirés, etc., qui sont battues avec soin avant d'être prises en charge afin d'en éliminer, autant que possible, les pellicules d'oxyde et les crasses. Les fers recouverts de peinture ou de goudron sont placés sur une grille sous laquelle on allume un feu de combustible flambant qui brûle les enduits que l'on détache facilement, après refroidissement, à l'aide d'un battage. On obtient, de cette façon, des mitrailles assez propres qui permettent l'obtention d'un cément riche de 82 à 84 p. 100 de cuivre.

La force productive de l'atelier de précipitation est de 130 à 140 tonnes de cuivre par mois et pourrait même être poussée plus haut si la nature des résidus traités dans l'usine l'exigeait.

A Hémixem, on ne chauffe pas les liqueurs livrées à la précipitation, le courant établi dans les bacs par le mode de travail adopté rendant cette dépense inutile. La précipitation reçoit toutes les liqueurs provenant du lessivage, celles qui

sont riches aussi bien que celles provenant des derniers lavages d'un bac ; mais comme la marche du lessivage est continue et qu'il livre, en même temps, des lessives riches et des lessives pauvres, celles-ci sont mélangées, et on se trouve en présence d'une liqueur constante tenant de 7 à 10 kilogrammes de cuivre par mètre cube. Le travail est, par suite, toujours le même et d'une régularité qui exclue les inconvénients que présente une marche intermittente. Grâce à l'emploi de bacs en maçonnerie, la perte en liqueurs cuivreuses est nulle.

L'élévation des liqueurs résiduelles destinées au lessivage s'effectue à l'aide d'injecteurs en plomb durci qui résistent très bien à la corrosion par les liqueurs.

Le précipité retiré des bacs est transporté sur un tamis en cuivre rouge où il est lavé à l'aide d'un jet d'eau provenant du réservoir placé au haut du condenseur. Le tamis retient les petits fers qui sont rejetés dans les bacs de précipitation, tandis que le cément entraîné par le jet d'eau, se réunit dans un bac de dépôt; l'excédent des eaux provenant du lavage du précipité est mené dans les bacs de la troisième série de la précipitation, y dépose le cuivre entraîné mécaniquement et perd le métal contenu dans les chlorures qu'elles contiennent encore. Chaque fois que le bac de dépôt renferme de 8 à 10 tonnes de cément, on le vide et on place le produit retiré dans un bac d'égouttage où il est lavé à trois ou quatre reprises, à l'aide d'eau chaude, puis on le laisse égoutter lentement.

On a, pendant quelques années, séché le cuivre égoutté, à

l'aide d'une presse spéciale, que nous avons décrite plus haut ; mais l'entretien coûteux de cet appareil et la difficulté présentée par les briques pour l'échantillonnage ont fait abandonner ce mode de séchage. Actuellement, on emploie un double séchoir à taques en fonte, chauffé par un foyer spécial. Pendant le séchage, on retourne presque continuellement le précipité pour accélérer l'opération et pour éviter la formation d'oxyde de cuivre dans les parties du cément reposant sur les taques qui sont toujours plus chaudes. Le précipité tenant de 3 à 5 p. 100 d'humidité est ensaché en sacs de 40 à 50 kilogrammes et livré au commerce.

L'usine de Hémixem, traitant d'assez fortes quantités de résidus provenant de pyrites de Norvège, qui sont libres d'antimoine et d'arsenic et sont, par contre, légèrement argentifères, fournit un cément de qualité supérieure et qui est très estimé par les fonderies qui l'emploient pour la fabrication de produits spéciaux.

Les générateurs employés dans l'usine de Hémixem sont du système de Naeyer, qui présentent divers avantages ; ils exigent peu de place, consomment moins de charbon que la plupart des autres générateurs et sont inexplosibles, ce qui est important surtout lorsqu'il s'agit de produire de la vapeur à haute pression. Les générateurs employés ont une surface de chauffe totale de 710 mètres carrés. Ils actionnent 12 machines d'une force totale de 223 chevaux-vapeur.

En sus de l'usine à cuivre, l'établissement de Hémixem possède une fabrique d'acide sulfurique de 15,000 mètres cubes de chambres de plomb, une fabrique de superphosphate

pouvant produire 30,000 tonnes de marchandise et une fabrique de sulfate de cuivre.

Nous donnons ci-dessous (fig. 14, 15, 16 et 17) les cro-

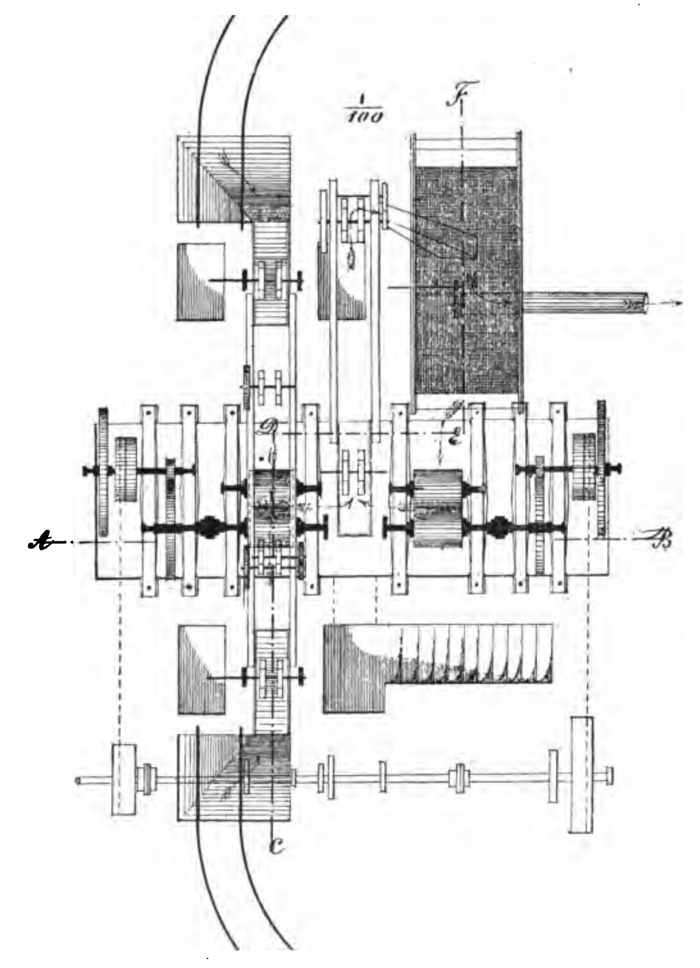


Fig. 14. — Installation du broyage à l'usine de Hémixem-lès-Anvers.

quis des broyeurs à résidus et du four à calciner employé à l'usine de Hémixem.

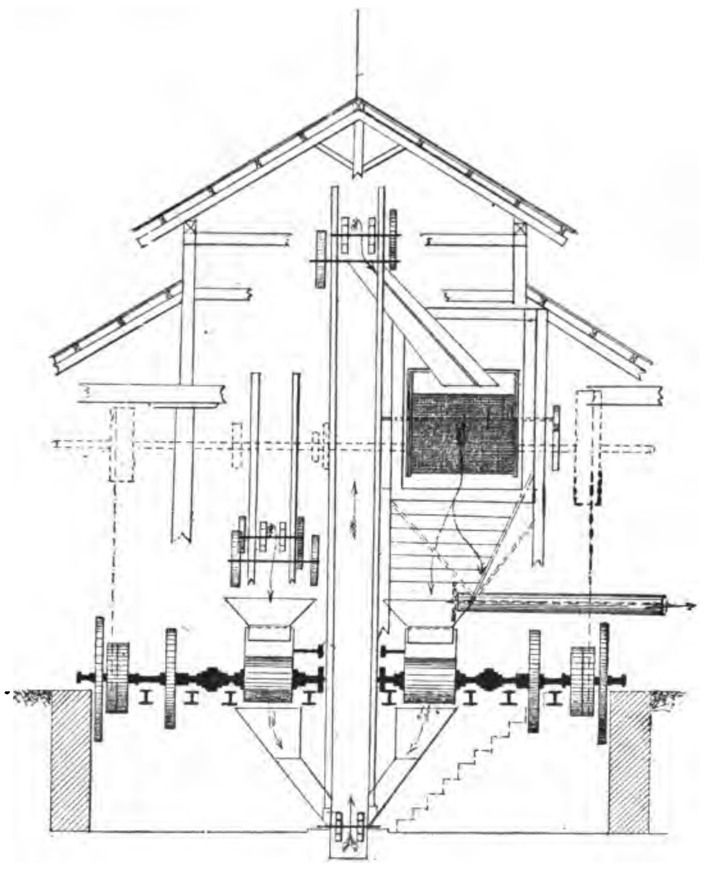


Fig. 15. — Coupe suivant AB de la figure 14.

Comme je l'ai indiqué, lors de la construction de l'usine à cuivre de Hémixem, on a cherché à disposer les ateliers de façon à éviter le relevage des matières en cours de fabrication.

C'est la raison pour laquelle ils ont été construits en gradins. On a réduit de cette façon la manipulation des matières lourdes

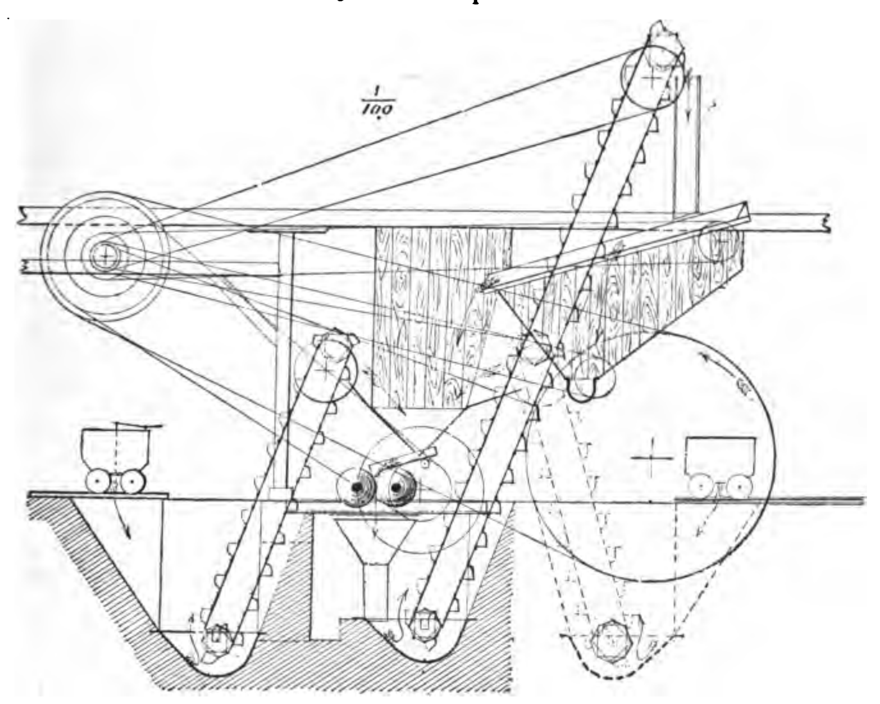


Fig. 16. — Coupe suivant CD, EF de la figure 14.

et, par suite, obtenu une diminution notable du coût de main-d'œuvre.

Sulfate de cuivre. — Nous avons vu que, dans certains établissements dans lesquels on traite les minerais par sulfatisation, on précipite le cuivre à l'état de sulfate. Les liqueurs de lavage sont repompées sur le minerai jusqu'à ce qu'elles

aient atteint un degré de saturation suffisant. On les réunit ensuite dans des caisses en bois doublées de plomb, dans lesquelles on suspend des lames de plomb. Le sulfate se dépose en cristallisant sur les parois de la caisse ou sur les lames de plomb.

Les cristaux clairs et d'une certaine grosseur sont retirés, lavés, séchés, puis livrés tels quels au commerce. Les croûtes formées sur les parois et les fonds des caisses sont dissoutes dans de l'eau chaude et soumises à une nouvelle cristallisation.

Le sulfate de cuivre ainsi produit contient généralement une assez forte proportion de sulfate de fer.

On fabrique aussi le sulfate de cuivre à l'aide du cément, mais ce mode de fabrication revient plus cher que le précédent et n'est rémunérateur que quand le prix du sulfate est en proportion du cours du cuivre ou quand le cément que l'on emploie est argentifère ou aurifère.

Nous donnerons, comme annexe à l'extraction du cuivre par voie humide, quelques données relatives à la fabrication du sulfate de cuivre avec le cément. Admettons que le cément que l'on veut employer tienne : Cuivre 76 p. 100, Fer 4 p. 100, Argent 590 grammes.

Posons quelques données préliminaires;

Le sulfate de cuivre $Cu\ SO^4 + 5\ H^2O$ se cristallise à la température ordinaire d'une solution à la densité de 2,274. A la température de 15 degrés centigrades et exposés à l'air sec, les cristaux de sulfate de cuivre deviennent efflorescents et perdent deux molécules d'eau; à 100 degrés centigrades,

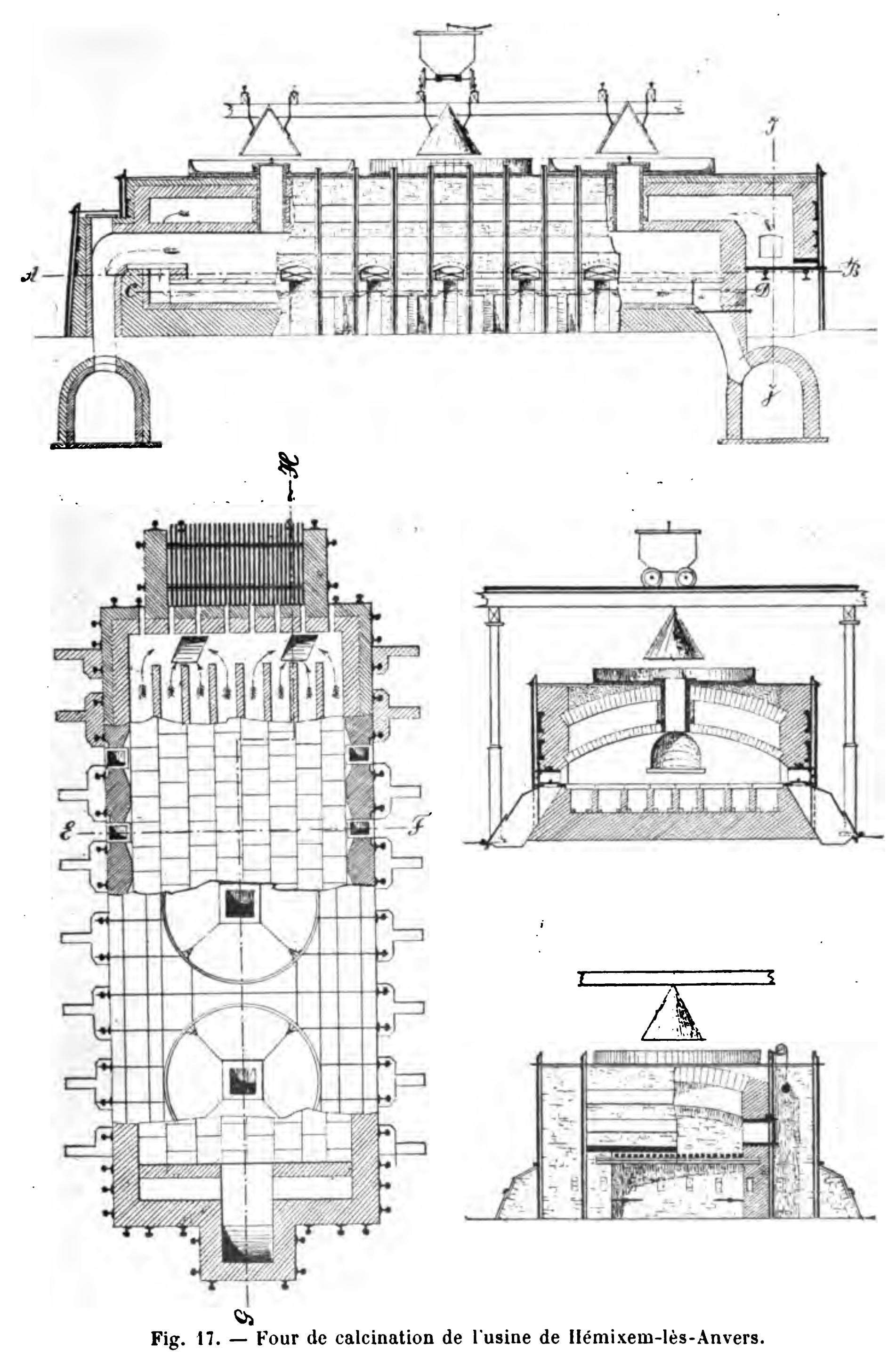


Fig. 17. — Four de calcination de l'usine de Hémixem-lès-Anvers.

ils n'en retiennent plus qu'une qui n'est éliminée qu'à la température de 230 degrés. Le sel se transforme alors en une poudre blanche très hygrométrique qui bleuit de nouveau en s'hydratant. Le sulfate de cuivre est décomposé par l'acide chlorhydrique; il se forme alors du chlorure de cuivre et l'acide sulfurique devient libre.

100 kilogrammes de cuivre donnent 392^{kg},913 de sulfate de cuivre.

100 kilogrammes de fer donnent 496^{kg},000 de sulfate de fer.

La formation de ces sels exige l'emploi en acide sulfurique.

	Pour le sulfate de cuivre.	Sulfate de fer.
Acide sulfurique anhydre	125,984	142,857
— — à 60°B	197,467	223,913
— — à 53°B	229,480	260,210
— — à 46°B	271,520	307,860

Étant donné la teneur que nous avons indiquée pour le précipité à traiter, on aura :

76 kg. de cuivre	donnant	298,614 kg.	de sulfate de cuivre.
4 — de fer	—	19,857 —	de sulfate de fer.
		318,471	

Exigeant,	Pour 76 kg. de cuivre.	Pour 4 kg. de fer.
Acide sulfurique anhydre.	95,748	5,714
— — à 60°B	150,075	8,956
— — à 53°B	174,405	10,408
— — à 46°B	206,350	12,310

Afin de déterminer le degré de l'acide sulfurique à employer il faut établir l'eau de cristallisation nécessaire pour l'obtention de cristaux :

298,614	de sulfate de cuivre	tiennent	107,700	d'eau
19,857	— de fer	—	9,000	—
318,471	de sulfate mixte	tiennent	116,700	d'eau

L'acide à employer se composerait donc de :

Acide anhydre	101,462
Eau	116,700
Donc acide sulfurique à 46°B.	218,162

Telle est donc la composition du sulfate cristallisé. Comme il faut l'obtenir à l'état de dissolution, il reste à établir la quantité d'eau nécessaire pour la dissolution des cristaux.

En négligeant le sulfate de fer on trouve que le sulfate de cuivre est dissous par :

100 d'eau à	10°C	dissolvant	36,9	de sulfate de cuivre
—	20°C	—	42,3	—
—	40°C	—	56,9	—
—	80°C	—	118,0	—
—	100°C	—	203,0	—

Si l'on emploie donc de l'eau à 80 degrés centigrades, il faudra 270 d'eau pour dissoudre les 318,471 de sulfate mixte produit avec 100 kilogrammes de précipité.

Afin de rendre le précipité facilement attaquable par l'acide sulfurique, on le calcine au préalable dans un four à moufle ayant une surface utile de six mètres sur trois. Les gaz du moufle entraînant une partie des chlorures d'argent et de cuivre volatils sont menés dans une chambre à chicanes où ces matières se déposent. Un four de cette nature peut facilement servir à l'oxydation de 3 à 4000 kilogrammes de cément par vingt-quatre heures de travail.

Avant de passer à la dissolution, l'oxyde de cuivre doit être broyé finement. A cet effet, on se sert d'un appareil broyeur du système à « meules valseuses », activé par un moteur spécial, qui suffit à la pulvérisation de l'oxyde livré par un four d'oxydation.

La dissolution de l'oxyde se fait dans des cuves de $1^m,60$ de diamètre sur 1 mètre de haut; ces cuves sont en bois cerclé de fer et sont garnies à l'intérieur d'une feuille de plomb de 5 millimètres d'épaisseur. Le plancher de l'usine, est, sous chaque cuve, recouvert d'une feuille de plomb de 2 millimètres Sous chaque cuve de dissolution se trouve une autre cuve plus petite, également garnie de plomb destinée à recevoir les résidus non dissous.

A un niveau supérieur à celui des cuves de dissolution on établit un réservoir à acide sulfurique et un réservoir à eau. Un mesureur d'acide sulfurique permet d'amener à chaque cuve la quantité d'acide nécessaire à chaque opération. La vapeur nécessaire au chauffage des bains passe par un serpentin en plomb placé sur le fond de la cuve de dissolution.

Des cuves spéciales garnies de plomb sont destinées à la réception des eaux-mères retirées des caisses de cristallisation.

Les cristallisoirs ont $1^m,80$ de long, 85 centimètres de large et 90 centimètres de haut, ils sont construits en bois et garnis de plomb. 55 lames de plomb suspendues à des traverses en bois plongent dans chaque cristallisoir.

Une table inclinée, couverte d'une feuille de plomb, sert au nettoyage des lames et à l'égouttage du sulfate avant sa mise

au séchage qui s'effectue sur des tables placées dans un hangar où l'on ménage un courant d'air.

La marche de l'opération est la suivante :

Le cément est oxydé à basse température dans le four à moufle après avoir été, au préalable, bien lavé à l'eau chaude et séché comme pour la vente. L'oxyde de cuivre pulvérisé et tamisé est dissous dans de l'acide sulfurique, ramené au degré voulu par l'adjonction d'eaux mères et de vapeur d'eau qui porte la liqueur à la température requise. La distribution de l'oxyde dans les cuves se fait à l'aide d'un tamis mû mécaniquement et pendant que la liqueur est tenue en mouvement par l'injection d'un jet de vapeur. Lorsque la dissolution est achevée, on arrête l'introduction de la vapeur et on laisse reposer le liquide qui se clarifie rapidement. Elle est alors soutirée à l'aide de siphons et envoyée dans les cristallisoirs à l'aide d'une grande rigole qui permet de remplir les caisses successivement ; les cristallisoirs munis des lames de plomb sont recouverts avec des couvertures en laine afin de ne permettre que le refroidissement lent de la liqueur.

Lorsque la cristallisation du sulfate de cuivre est obtenue on écoule le liquide par une ouverture ménagée au bas du cristallisoir et on le dirige dans les cuves à eaux mères. Les lames sont alors retirées et débarrassées par un choc léger des cristaux qui les couvrent et qui sont déposés sur une table d'égouttage. Le sulfate adhérent aux parois et sur le fond des cristallisoirs est enlevé à part et subit un triage, les cristaux sont réunis à ceux provenant des lames et constituent un produit de premier choix ; les croûtes et masses cristallines sont

livrées au commerce comme produit de seconde qualité ou, dissous de nouveau, repassent aux cristallisoirs.

Il est bon de soumettre les cristaux produits à un lavage rapide avant de les étendre sur les tables de séchage, car humectés de liqueur sulfatée ils présentent une surface rugueuse qui leur enlève une partie de leur limpidité à laquelle le commerce tient beaucoup.

Lorsque les eaux mères sont devenues trop riches en fer on les évacue dans des bacs où on précipite le cuivre contenu par le fer.

Après quelques opérations on vide les cuves de dissolution afin de les débarrasser des résidus non dissous qu'elles renferment. Ces résidus se composent du cuivre non oxydé et des autres métaux inattaqués et dissous par l'acide sulfurique. Ils contiennent, entre autres, l'argent.

Avec un précipité tel que celui que nous avons admis devoir être traité et oxydé à la température maxima de 350 degrés centigrades on obtient :

1 000 kg. de cément à 76 p. 100 cuivre = 760 kg. cu[illegible]
— — 550 gr. argent = 0,550 ar[illegible]

donnant 1115 kilogrammes de matière oxydée [illegible]ent 707^{kg},772 de cuivre et 0,549 695 d'argent. La per[illegible]a-tion a donc été de 5^{kg},228 de cuivre et 0,305 d'[illegible]ne partie de cette perte est du reste retrouvée dans [illegible]e de condensation.

Après traitement par l'acide sulfurique les 1 11[illegible]mes d'oxyde travaillé laissent 17^{kg},36 de rési[illegible] 3.166 p. 100 d'argent.

Comme nous l'avons dit plus haut, cette méthode de production du sulfate de cuivre est coûteuse et ne doit être employée qu'avec des précipités d'une teneur en argent suffisante pour que ce métal couvre au moins une bonne partie des frais de traitement et de la perte en cuivre inévitable.



livrées au commerce comme produit de seconde qualité ou, dissous de nouveau, repassent aux cristallisoirs.

Il est bon de soumettre les cristaux produits à un lavage rapide avant de les étendre sur les tables de séchage, car humectés de liqueur sulfatée ils présentent une surface rugueuse qui leur enlève une partie de leur limpidité à laquelle le commerce tient beaucoup.

Lorsque les eaux mères sont devenues trop riches en fer on les évacue dans des bacs où on précipite le cuivre contenu par le fer.

Après quelques opérations on vide les cuves de dissolution afin de les débarrasser des résidus non dissous qu'elles renferment. Ces résidus se composent du cuivre non oxydé et des autres métaux inattaqués et dissous par l'acide sulfurique. Ils contiennent, entre autres, l'argent.

Avec un précipité tel que celui que nous avons admis devoir être traité et oxydé à la température maxima de 350 degrés centigrades on obtient :

1 000 kg. de cément à 76 p. 100 cuivre = 760 kg. cuivre
— — 550 gr. argent = 0,550 argent.

donnant 1115 kilogrammes de matière oxydée qui contient 707^{kg},772 de cuivre et 0,549 695 d'argent. La perte à l'oxydation a donc été de 5^{kg},228 de cuivre et 0,305 d'argent. Une partie de cette perte est du reste retrouvée dans la chambre de condensation.

Après traitement par l'acide sulfurique les 1 115 kilogrammes d'oxyde travaillé laissent 17^{kg},36 de résidus tenant 3.166 p. 100 d'argent.

Comme nous l'avons dit plus haut, cette méthode de production du sulfate de cuivre est coûteuse et ne doit être employée qu'avec des précipités d'une teneur en argent suffisante pour que ce métal couvre au moins une bonne partie des frais de traitement et de la perte en cuivre inévitable.

CHAPITRE II

EXTRACTION DE L'ARGENT

Les divers procédés d'extraction, par voie humide, de l'argent renfermé dans les minerais ou les produits de fusion, sont tous assez nouveaux et appartiennent à la période récente pendant laquelle les métallurgistes ont appliqué la chimie à l'extraction des métaux.

Dans nombre de cas ces procédés ont, avec avantage, remplacé l'amalgamation et la fusion. On les emploie surtout avec le plus de profit dans le traitement de minerais renfermant comparativement beaucoup de cuivre et peu de plomb. Sous certaines conditions favorables l'extraction de l'argent, par voie humide, est préférable à celle par fusion; mais pour obtenir de bons résultats il est essentiel que les produits à traiter ne renferment pas trop de plomb, de zinc, d'antimoine et d'arsenic. Le minéraux qui renferment ces métaux en quantités notables sont traités plus avantageusement par la voie sèche ou de fusion.

Comme cela est le cas pour l'extraction du cuivre, le choix du procédé à employer dépend beaucoup de la nature des

minerais à traiter, puis aussi du plus ou moins de facilité que l'on a de se procurer les matières premières nécessaires.

Procédé Augustin. — Lorsque des minerais ou des produits sulfureux et argentifères sont calcinés en mélange avec du chlorure de sodium, il se forme du chlorure d'argent qui est soluble dans une solution, assez concentrée et chaude, de sel marin. On sait que le cuivre métallique précipite l'argent contenu dans son chlorure en formant du chlorure de cuivre, qui, lui-même, abandonne son métal au contact du fer métallique. Les liqueurs traitées peuvent servir à de nouvelles opérations tant qu'elles ne sont pas trop saturées de sulfate de soude.

Cette solubilité du chlorure d'argent dans la solution de sel, et la propriété du cuivre de précipiter l'argent à l'état métallique, ont donné lieu à un procédé appliqué pour la première fois par Augustin, dans le traitement des minerais du *Mansfeld*. Ce procédé est d'une application moins favorable au traitement des minerais qu'à celui des mattes, les premiers renfermant fréquemment des substances qui s'opposent à la chloruration complète de l'argent. Les mattes contenant de 50 à 70 p. 100 de cuivre sans grains métalliques de plomb, zinc, arsenic ou antimoine, donnent de très bons résultats dans le traitement par le procédé Augustin. La présence d'un excès de sulfure de cuivre est favorable à l'obtention d'un résidu pauvre en argent, mais le cuivre en grains augmente la perte de métal précieux.

La marche de l'opération de désargentation des mattes par la méthode Augustin est la suivante :

La matte est pulvérisée finement, puis calcinée lentement à la chaleur rouge sombre, sur la sole supérieure d'un four à réverbère double. Cette opération est achevée en cinq heures environ pour une charge de 200 kilogrammes. La matière est alors amenée dans la partie inférieure du four sur la sole de laquelle elle est étendue et soumise pendant deux heures à une chaleur basse que l'on élève au bout de ce temps, et l'on calcine de nouveau pendant trois heures. L'argent contenu dans la matte est alors transformé pour la plus grande partie en sulfate, tandis que les sulfates de cuivre et de fer sont oxydés ou ont passé à l'état de sulfates basiques.

Une prise d'essai tirée du four doit donner, lavée à l'eau, une solution légèrement bleue, dans laquelle quelques gouttes d'acide chlorhydrique forment un précipité de chlorure d'argent. Lorsque le résultat obtenu est celui indiqué, la charge est défournée, puis, après refroidissement, broyée sous des meules. Le produit pulvérisé est mêlé à 3 ou 5 p. 100 de sel commun et on le charge dans un four similaire au précédent, par parties de 150 à 170 kilogrammes. On calcine alors à basse température, les sulfates abandonnent leur soufre qui prenant de l'oxygène à l'air forme de l'acide sulfurique attaquant le chlorure de sodium mêlé à la charge ; le chlore dégagé se combine avec l'argent et transforme presque tout ce métal en chlorure. Ce second grillage demande trois heures après lesquelles on retire la charge qu'on laisse refroidir, avant de le soumettre au lessivage.

Il faut avoir soin de ne pas pousser le feu pendant la calcination du mélange afin d'éviter la volatilisation du chlorure d'argent. Pour l'opération du lessivage et de la précipitation il faut disposer d'un atelier assez élevé, vu la disposition étagée que l'on doit adopter dans le placement des cuves.

A Freiberg, en Saxe, où l'on employa la méthode Augustin de 1849 à 1862 la disposition adoptée était la suivante (fig. 18) :

Les cuves de lessivage *a* munies d'un double fond recouvert

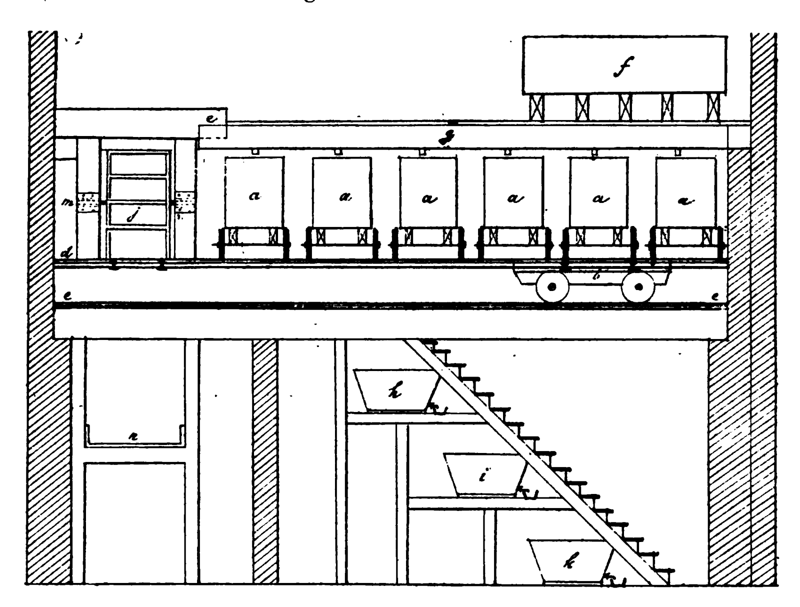


Fig. 18. — Cuves de lessivage, procédé Augustin.

d'un filtre étaient placées sur un plancher formant établi et élevé de quelques mètres au-dessus de la sole de l'escalier. Le faux fond de la cuve se compose d'une croix en bois sur

laquelle est fixé un disque percé de trous et recouvert d'une couche uniforme de roseaux ou de joncs au-dessus desquels une grosse toile est tendue à l'aide d'un cercle de tonneau.

Ces cuves, montées sur un cadre muni de roues, étaient remplies avec environ 400 kilogrammes de mattes grillées; elles pouvaient être poussées, puis fixées sur un wagon *b* courant sur une voie ferrée *e*. Un réservoir *f* servait aux liqueurs salines qui étaient distribuées dans les cuves à l'aide d'une rigole *g*. La solution de sel marin était chauffée par un jet de vapeur. Cette solution chaude était introduite dans les cuves chargées de mélange calciné et dissolvait le chlorure d'argent; puis, traversant le filtre, elle était conduite dans des bassins superposés *h*, *i*, *k*, dans lesquels l'argent était précipité par le cuivre métallique. Les bassins de précipitation étaient aménagés comme les cuves de lessivage, sauf que le minerai était remplacé par du cuivre cémenté qui était placé au-dessus du filtre.

Après l'extraction complète de l'argent, les liqueurs cuivreuses étaient réunies dans des bacs pour être traitées par le fer métallique. Les lessives, débarrassées de l'argent et du cuivre qu'elles contenaient, étaient, après dépôt des sels en suspens, repompées dans le réservoir et servaient à un nouveau lavage. Les mattes, après extraction de l'argent, étaient lavées plusieurs fois à l'eau chaude et la liqueur produite par ces lavages était jointe aux précédentes dans le réservoir.

Après ces derniers lavages, les cuves étaient, à l'aide du wagon *b*, amenées sur un culbuteur *j* et leur contenu était

versé dans un réservoir *n* placé au-dessous du culbuteur ; le fond de ce réservoir était facilement incliné, de façon à permettre aux déchets de glisser et de se réunir, au bas de l'appareil, en tas que l'on enlevait successivement.

L'opération du lessivage peut être divisée en deux périodes : la première, pendant laquelle le produit à traiter est lavé à l'aide de la solution saline, et qui peut avoir une durée de vingt heures. Cette période est considérée comme close lorsqu'une feuille de cuivre, bien décapée, plongée dans la liqueur des cuves, n'est pas ternie par l'argent. On passe alors aux lavages à l'eau formant la seconde période de l'opération.

Les produits ainsi obtenus étaient :

1° Résidus du lessivage, contenant de 40 à 60 p. 100 de cuivre avec traces plus ou moins fortes d'argent. Lorsque ces résidus contenaient plus de 0,03 d'argent, ils étaient tenus séparés pour être traités de nouveau ; dans le cas où la teneur était inférieure à 0,03, ils étaient simplement fondus pour cuivre ;

2° De l'argent cémenté qui, soigneusement lavé à l'acide chlorhydrique étendu, puis à l'eau, était séché, puis fondu ;

3° Du cuivre cémenté qui servait, après lavage, à la précipitation d'une nouvelle partie d'argent ;

4° La liqueur privée d'argent et de cuivre, renfermant du chlorure de fer et du sulfate de soude. On la laissait refroidir, puis clarifier, et elle resservait pour de nouveaux lavages.

La perte constatée dans l'emploi de ce procédé était de 8 à 12 p. 100 de l'argent contenu dans la matière traitée.

La méthode Augustin semble convenir moins bien au

traitement direct des minerais argentifères qu'à celui des produits de fusion. Les essais faits sur des minerais de diverses compositions n'ont donné que des résultats peu satisfaisants. Il en a été de même lorsqu'on a tenté d'extraire, par ce procédé, l'argent contenu dans des minerais de cobalt et de nickel.

A *La Motte*, près de Chambéry, on a fait des essais sur le traitement de cuivre gris argentifère par la méthode Augustin. 600 kilogrammes de ce minerai, bien pulvérisés, furent saturés de saumure, puis calcinés. Le vitriol de cuivre fut enlevé par un lavage à l'eau chaude, après quoi les résidus placés dans une cuve furent traités par la saumure concentrée chauffée à 60 degrés centigrades.

L'argent contenu dans la lessive a été précipité par le cuivre métallique. Les résidus contenaient encore 7 grammes d'argent par 100 kilogrammes de minerai.

A *Rochlitz*, le minerai de cuivre argentifère a été calciné après avoir été humecté d'acide chlorhydrique, puis on le lessivait à l'eau chaude. Ces minerais tenant du cuivre, du plomb, du zinc, de la chaux et de l'alumine, il se formait des chlorures de tous ces corps. Une fois entrés en solution, ils dissolvaient le chlorure d'argent aussi bien que la saumure de chlorure de sodium.

A *Kapnik*, en *Hongrie*, en *Sibérie*, à *Black Hawk*, dans le Colorado, on emploie encore la méthode Augustin, mais conjointement avec l'un des procédés décrits plus loin. Nous reviendrons ultérieurement sur l'emploi de ces procédés mixtes.

Méthode de Ziervogel. — Ce procédé est basé sur la formation successive des sulfates pendant la calcination.

Lorsque les sulfures de fer et de cuivre argentifères sont calcinés à l'état de poussière et avec soin, il se forme d'abord du sulfate de fer, puis du sulfate ferreux qui se transforme en oxyde ; à ce moment, le sulfure de cuivre se transforme en sulfate, et, si la température est alors un peu élevée, en oxyde de cuivre, avec dégagement d'acide sulfureux. Finalement, le sulfure d'argent est converti en sulfate, substance soluble dans l'eau chaude, surtout si elle est légèrement acidulée avec de l'acide sulfurique.

Le procédé Ziervogel, qui a remplacé au Mansfeld la méthode Augustin, dès 1859, a trouvé plus tard un emploi presque général pour l'extraction de l'argent par voie humide.

Les mattes du Mansfeld sont d'abord concentrées, puis granulées et enfin réduites en poussière très fine, à l'aide de meules. Leur teneur moyenne est de :

CuS = 79,90	ZnS = 5,00	CoS = 1,00
FeS' = 11,00	MnS = 0,20	Ag2S = 0,40
PbS = 2,00	NiS = 0,50	

La calcination de ces mattes a lieu dans un four (fig. 19) de 10 pieds de long sur 8 de large. Le four est à doubles soles superposées, de façon à ce que la supérieure soit chauffée par la flamme provenant du foyer et qui a déjà passé sous la sole inférieure ; cette flamme est réunie au-dessus du four et passe dans des carneaux en zigzag tenant lieu de chambres de condensation. Ces carneaux sont couverts de taques en fonte formant une plate-forme sur laquelle on sèche les résidus

destinés à la fusion pour cuivre. Les gaz, après avoir passé par ces carneaux, sont conduits à une cheminée de 150 pieds de haut, desservant 7 de ces fours. Afin de régulariser l'accès

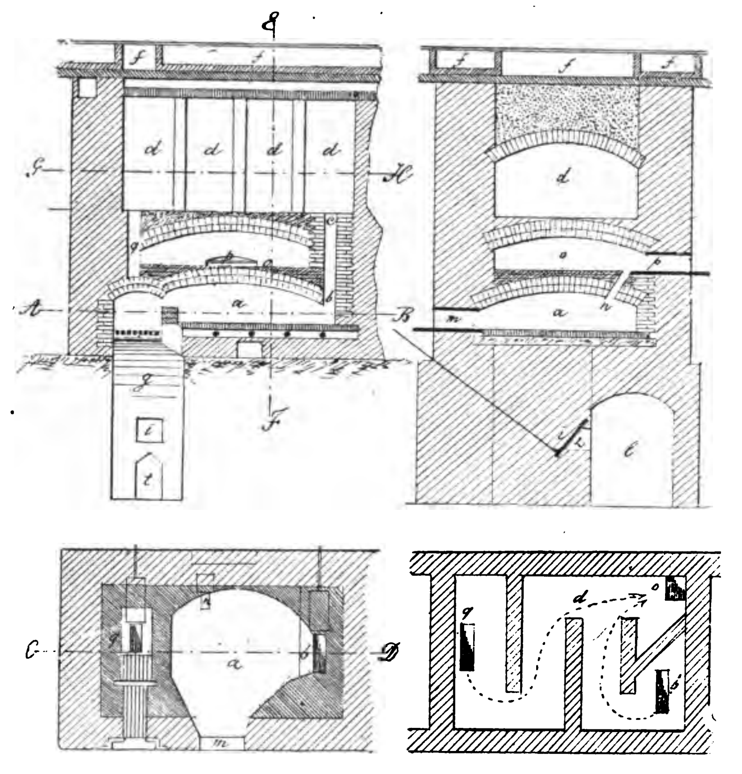


Fig. 19. — Four à calciner les mattes, procédé Ziervogel.

de l'air en dessous de la grille, le cendrier est fermé, mais il est en relation avec un carneau voûté courant le long de tous les fours avant de déboucher à l'air. La régularisation de l'arrivée de l'air se fait à l'aide de registres mobiles.

La sole supérieure du four est munie d'une ouverture par laquelle on peut faire tomber le minerai sur la sole inférieure. Pendant la marche de la calcination, cette ouverture est fermée à l'aide d'une dalle réfractaire. On voit que le four employé se compose, en réalité, de deux fours superposés. Le four inférieur est ouvert et les gaz du foyer le traversent librement pour se rendre à la cheminée. Le four supérieur est, par contre, fermé et forme un moufle à sole chauffée par le gaz traversant le four inférieur et recevant sa chaleur de dessus par une série de carneaux à travers lesquels les gaz passent après être sortis du premier four. Chaque sole est munie d'une porte de travail. Un petit conduit relie le four inférieur aux carneaux.

La charge de chaque four se compose de :

Mattes pulvérisées	550 kg.
Résidus non désargentés	37kg,5
Produits agglomérés pendant l'opération	17 ,5
	605 kg.

Ce mélange contient en moyenne, en ne tenant pas compte de l'oxygène :

Soufre	19,32
Cuivre	58,00
Fer	9,18
Plomb	2,48
Argent	0,28
Zinc	4,31
Manganèse	0,15
Nickel	0,44
Cobalt	0,84
Silice et résidus insolubles	6,00

L'opération du grillage est divisée en trois périodes :

La matière est d'abord convenablement divisée, puis étendue sur la sole supérieure, où on la laisse reposer pendant une demi-heure dans le but de la sécher; on y ajoute alors 2^{kg}, 5 de poussier de charbon de bois et on mêle bien en travaillant la masse avec un ringard pendant une heure environ. Comme l'air entrant par la porte de travail passe directement dans les carneaux, la calcination marche plus rapidement dans cette partie du four que dans celle qui lui est opposée; par suite, au bout de quelque temps, il devient nécessaire de changer le minerai de place.

Le minerai étendu entre la porte de travail et le carneau de sortie est amené entre la porte et le fond du four pour être remplacé par le mélange qui occupait cette place; la masse est retournée pendant une heure avant d'être déplacée de nouveau; on ajoute 26 kilogrammes de poussier de charbon, on mêle bien et lorsque le mélange est incandescent on le fait passer, par l'ouverture ménagée à cet effet, dans le four inférieur, sur la sole duquel on l'étend.

Cette première partie de la calcination exige environ cinq heures et demie.

Pendant la seconde période de la calcination, on ne charge pas de combustible sur la grille et on se borne à étendre le minerai sur la sole rougie du four, en ayant soin de bien le remuer, afin d'éviter une agglomération. Le carneau entre le four et les chambres de condensation est fermé à l'aide d'un registre pour empêcher l'augmentation rapide de chaleur résultant de l'oxydation du soufre et de la combustion du poussier de charbon qui a été mêlé au mélange.

Au bout d'une demi-heure le charbon est entièrement consumé et, après avoir continuellement remué le mélange dans le four, on le change de position. A partir de ce moment on diminue successivement la chaleur du four et la masse en traitement prend une couleur sombre.

Afin de déterminer les progrès de l'opération et s'assurer de sa marche régulière, on prélève des échantillons dans les diverses parties du four. On laisse refroidir, après avoir éliminé les parties agglomérées, on tamise et on étend la masse sur une assiette ordinaire, puis on humecte complètement l'échantillon. Si la solution a une couleur bleuâtre et qu'elle donne avec la dissolution de sel marin le précipité blanc de chlorure d'argent, c'est une preuve que la formation du sulfate d'argent est en marche et que le second grillage est achevé. Si l'échantillon donne au lavage une solution verdâtre indiquant la présence de sels de fer, l'opération doit être continuée. La seconde période de la calcination demande généralement deux heures un quart de temps.

Le combustible employé pendant la première période doit être du bois dur, il faut éviter l'emploi de bois résineux, ou tout autre combustible pouvant produire une flamme fumante qui exerce une action réductrice et par suite nuisible à l'opération. Il faut avoir soin de suivre la marche du foyer et de ne pas trop activer la chaleur qui décomposerait les sels d'argent obtenus; dans ce cas la liqueur provenant du lavage ne renferme que le sulfate de cuivre.

Pour la troisième période de la calcination, on retourne le minerai avec un râble et on le maintient pendant une heure

au rouge faible qui est successivement haussé au rouge intense. Cette période dure environ cinq heures un quart, de sorte que la durée totale de l'opération est de treize heures un quart environ.

Après cette période on constate que :

91,736 p. 100 de l'argent contenu dans la masse sont transformés en sulfate ;

1,200 p. 100 restent insolubles ;

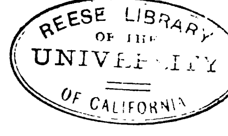
7,060 p. 100 sont perdus.

Les fumées et les gaz produits pendant l'opération sont recueillis dans des chambres de condensation ; le produit obtenu est fondu avec des mattes qui sont ultérieurement soumises au même traitement pour l'extraction de l'argent.

Après avoir été retirée du four, la masse est étendue sur une sole, afin de la laisser refroidir jusqu'à environ 80 degrés centigrades, puis elle est lessivée.

Le mélange à lessiver est placé par parties de 250 kilogrammes dans des bacs de lessivage *A* (fig. 20). Dix de ces bacs forment une série. Ils sont munis d'un faux fond couvert d'un filtre et sont construits comme ceux employés pour le lessivage d'après le procédé Augustin.

Par un tuyau *b* on amène de l'eau chaude sur la charge, cette eau doit être répandue d'une manière uniforme sur tout le produit à laver. Lorsque la liqueur commence à couler par le robinet *c* placé sur un tuyau amorcé entre les deux fonds de la cuve de lessivage on ferme le robinet *b* et on ouvre le passage à l'eau arrivant par le tuyau à grande section *a*. Cette dernière eau est chauffée à 87 degrés. On amène ainsi dans



chaque cuve environ 5 pieds et demi d'eau par heure. Le liquide employé est légèrement acidulé avec de l'acide sulfurique. Le lessivage qui est courant, est ainsi poursuivi jusqu'à ce que la liqueur obtenue ne donne plus de précipité avec la dissolution de chlorure de sodium.

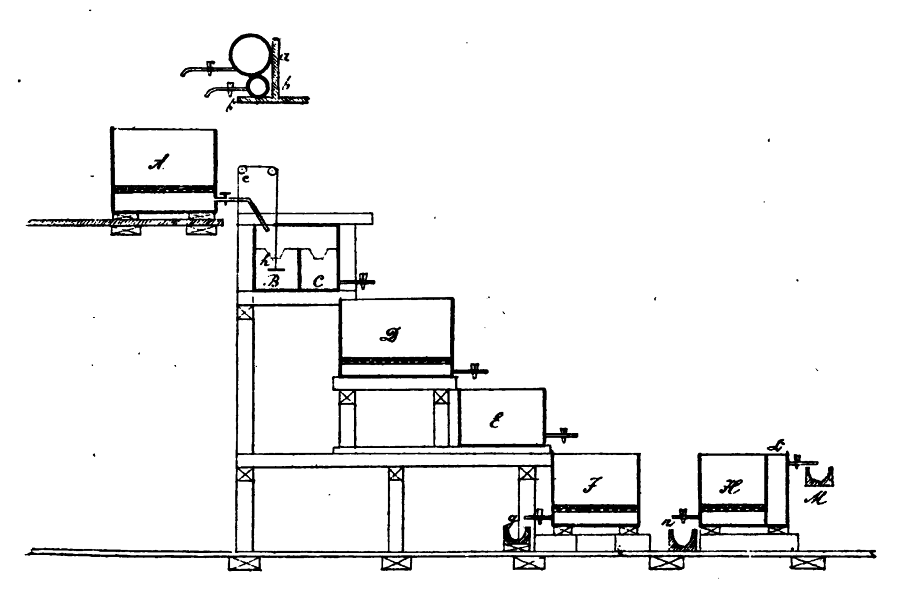


Fig. 20. — Bacs de lessivage. Procédé Ziervogel.

La liqueur coulant par le robinet *c* entre dans une cuve de 30 pieds de long qui est divisée en deux compartiments suivant le sens de sa longueur. La liqueur entre d'abord dans le compartiment *B* duquel elle revient dans le compartiment *C* en passant par-dessus la cloison qui les sépare; de là, elle est répartie à l'aide de robinets dans les cuves de précipitation *D*

qui sont aussi munies d'un double fond. Les cuves de clarification *B* et *C* sont munies de flotteurs indiquant la hauteur atteinte par la liqueur dans les bacs. Les filtres des caisses de précipitation sont couverts d'une couche de 15 centimètres de précipité de cuivre au-dessus desquels on dispose une vingtaine de barres de cuivre de 35 centimètres de long, 15 centimètres de large et 2 centimètres d'épaisseur.

La plus grande partie de l'argent est précipitée dans ces cuves. Les liqueurs qui en sortent sont réunies dans des bacs *E* de 40 centimètres de large sur 15 de profondeur et garnis à l'intérieur d'une feuille de plomb. Sur le fond de ces sortes de rigoles on place des débris de tôles de cuivre *F* garnies de cuivre granulé. Les liqueurs sortant de ces dernières cuves sont conduites à l'aide d'une rigole *G* dans un réservoir garni de plomb d'une contenance d'environ 70 pieds cubes, dans lequel elles sont chauffées, puis on les élève dans un second réservoir, et on les emploie pour des lessivages nouveaux. On ajoute au contenu de chaque cuve 250 grammes d'acide sulfurique, ce qui a pour effet non seulement de faciliter la dissolution du sulfate d'argent, mais encore d'empêcher la formation de sels basiques. Le précipité d'argent est enlevé des cuves *d* tous les jours et les filtres sont nettoyés une fois par semaine.

Les impuretés mêlées au précipité d'argent proviennent surtout de la présence du cuivre et du gypse. Aussi faut-il avoir soin de bien le laver après l'avoir pulvérisé et débarrassé de tout le cuivre en petits morceaux. Ce lavage qui dure de 6 à 7 jours, se fait dans un bain d'acide sulfurique étendu de

huit fois son volume d'eau. Lorsque les dernières parties de cuivre et de gypse sont enlevées on procède à un lavage à l'eau chaude. Cette dernière opération se fait dans des bacs spéciaux *H*.

La liqueur produite par ce lavage monte dans le conduit L et est menée par la rigole M dans une première cuve contenant du cuivre métallique, afin de cémenter l'argent qu'elle pourrait contenir ; de là, les liqueurs passent dans une série de bacs garnis de mitraille de fer qui précipite le cuivre qu'elles renferment. Les eaux, après ce dernier traitement, sont recueillies dans un réservoir où elles se déposent et se clarifient avant d'être employées à un nouveau lavage.

L'argent obtenu est séché, puis raffiné dans un four à réverbère.

Lorsque les résidus du lessivage contiennent encore 0,003 p. 100 d'argent, ils sont fondus pour cuivre, mais s'ils contiennent plus de cette proportion, ils sont de nouveau calcinés et lessivés. Les liqueurs désargentées sont de temps à autre purifiées en les faisant passer sur du fer métallique. Le précipité de cuivre est, par le lavage, divisé en deux espèces ; la première, en grains, est employée pour la précipitation de l'argent ; la seconde, en poussière, est fondue pour cuivre.

La méthode de Ziervogel n'est employée avec avantage que lorsque le produit à traiter est d'un caractère invariable et assez pur, tel que cela est le cas pour les minerais du Mansfeld. De plus, elle exige l'emploi d'ouvriers spéciaux, intelligents et soigneux, car de la marche du premier grillage dépend la réussite de l'opération.

Procédé Patera. — L'extraction de l'argent par le procédé Patera exige les manipulations suivantes :

1° Calcination du produit à traiter avec un mélange de chlorure de sodium jusqu'à ce que tout l'argent soit converti en chlorure ;

2° Dissolution de l'argent par l'hyposulfite de soude ;

3° Précipitation de l'argent par le sulfure de sodium ;

4° Réduction du sulfure d'argent et transformation en argent métallique.

En 1848, Percy publia une brochure traitant de l'extraction de l'argent par la chloruration et la dissolution du chlorure obtenu dans l'hyposulfite de soude. Ce travail donna à Patera l'idée d'un procédé qui porte son nom, et qu'il appliqua à l'extraction de l'argent contenu dans les minerais de *Joachimsthal*, en Bohême.

Les minerais provenant de ce district sont remarquables par la diversité de leur composition ; ils renferment en sus de l'argent, du plomb, du cuivre, du bismuth, du fer, du cobalt et du nickel, combinés avec du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine.

Le seul combustible dont on puisse disposer à un prix convenable est le lignite ; par contre, le prix de la main-d'œuvre est peu élevé dans cette partie de la Bohême.

Le minerai, préalablement bien pulvérisé, est calciné dans un four dans lequel on introduit un jet de vapeur d'eau. Le four employé possède un foyer assez grand, mesurant 1^{m},50, alors que le four n'a que 2 mètres. La grille qui n'a que 22 centimètres de côté, est séparée de

la sole du four par un pont composé d'un tuyau en fonte percé de trous du côté opposé à la grille, et garni de terre réfractaire.

Une charge de 200 kilogrammes de minerai à traiter est étendue sur la sole du four, dont on augmente graduellement la température afin d'éviter une agglomération dans la charge. Dès que celle-ci a atteint la chaleur rouge on injecte de la vapeur d'eau dans le four par le tuyau formant le pont du foyer. Cette introduction doit avoir lieu lentement et de façon à ce que la température acquise au mélange ne soit que faiblement altérée.

Quatre heures après que la charge a été enfournée, elle est retirée; puis, lorsqu'elle est suffisamment refroidie, on la broie sous des meules et on la mélange avec 6 à 12 p. 100 de chlorure de sodium et 2 à 3 p. 100 de sulfate de fer. Une charge d'environ 150 kilogrammes de ce mélange est introduite dans un four semblable à celui employé pour le premier grillage. Le mélange est étendu également sur toute la sole du four et est porté au rouge. On injecte alors de la vapeur d'eau dans le four. On a soin de remuer sans cesse, afin d'éviter une agglomération, la chaleur est accrue successivement, et après dix à seize heures, suivant la richesse du produit à traiter, l'opération est achevée.

L'addition du sulfate de fer au minerai déjà partiellement calciné a pour but de provoquer la dissolution du chlorure de sodium dans le cas où le soufre contenu dans le produit en traitement ne serait pas suffisant. L'injection de la vapeur d'eau facilite la décomposition chimique qui se produit dans

le four, contribue à la condensation des gaz et des fumées qui sont recueillis dans des chambres spéciales.

Le minerai calciné qui contient l'argent à l'état de chlorure est livré au lessivage. Indépendamment du chlorure d'argent qui est insoluble dans l'eau, le minerai contient encore des chlorures et des sulfates solubles de cuivre, de fer, de zinc, de nickel et de cobalt. On place les minerais dans une série de bacs et on les lessive à l'eau chaude que l'on laisse filtrer au travers de la masse pendant six heures. Lorsque les sels solubles sont dissous, la solution est amenée par une rigole dans une cuve (fig. 21) dans laquelle les oxydes métalliques sont précipités à l'aide de l'eau de chaux. Le produit est fondu avec les minerais pauvres dans un four à cuve. La liqueur provenant du bac est de temps à autre essayée ; lorsqu'elle ne donne plus de précipité avec le sulfite de sodium, on peut considérer la première partie de l'opération comme terminée ; on procède alors à un lavage à l'eau froide pour abaisser la température.

Les résidus se trouvant dans la cuve A (fig. 21) sont, après l'enlèvement des sels solubles à l'eau, transbordés dans la cuve B munie d'un double fond et d'un filtre. A Joachimsthal sept de ces cuves étaient placées sur une ligne parallèle à la rangée de cuves de premier lavage ; entre ces deux séries, courait une voie ferrée sur laquelle circulait un wagon à plate-forme C sur lequel on pouvait pousser les cuves B, ce qui permettait de les transporter le long de la série des bacs A et de les charger plus facilement sans risquer de perdre du minerai à traiter. La cuve B une fois chargée de 100 kilogrammes de

mélange lavé à l'eau est remise en place et on y introduit la liqueur destinée à la dissolution de l'argent. Celle-ci consiste en une solution froide d'hyposulfite de soude dont un pied cube peut dissoudre 379 grammes d'argent. Cette solution est amenée dans les bacs B par une rigole *e* et filtre au travers du minerai à traiter. Le chlorure d'argent se dissout et est conduit par la rigole *d* dans les cuves de précipitation.

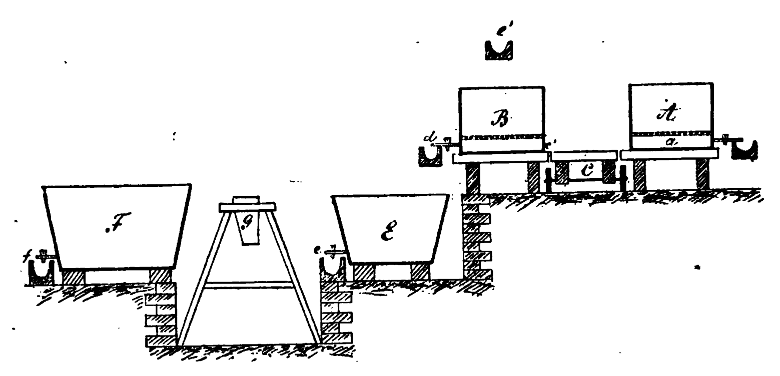


Fig. 21. — Cuves de précipitation et de lessivage. Procédé Patera.

La durée de ce lavage dépend tant de la teneur du minerai que de son état de division. Ainsi le minerai de 1 p. 100 peut être traité en douze heures, alors que celui de 10 p. 100 l'est à peine en quarante-huit heures. Pour les minerais ne dépassant pas une teneur de 7 p. 100 il suffit d'une chloruration et d'un lavage; mais pour les minerais plus riches, ces opérations doivent être répétées une seconde fois. Pendant la seconde calcination, on ajoute du sel et du sulfate de fer au minerai. Lorsque le lessivage est achevé, on mêle les résidus à de la pyrite et ils sont fondus pour cuivre dans un four

à cuve. La liqueur, après avoir filtré au travers du minerai, dans les caisses B, est menée par la rigole *a* dans les cuves E et F, dont la série est de dix au moins. Six de ces cuves ont une capacité de 180 litres et quatre peuvent en contenir 370.

Pour la précipitation, on emploie une solution de soude fondue avec du soufre et que l'on a fait bouillir avec un excès de ce dernier. Cette solution, qui contient du sulfure et de l'hyposulfite de soude, est versée dans les cuves de précipitation tant qu'on remarque la formation d'un précipité. On remue bien le contenu de la cuve, puis on laisse reposer avant de prendre un essai de la solution clarifiée. Si par l'adjonction d'une dissolution de chlorure de sodium on n'obtient pas de réaction, c'est que tout l'argent est précipité. Si par l'adjonction d'acétate de plomb, on n'obtient pas de réaction, c'est qu'on n'a pas ajouté trop de sulfure et l'opération est achevée. Pour l'obtention du résultat le plus satisfaisant, il est urgent que la solution de chlorure d'argent soit tout à fait neutre.

La liqueur, dont on a précipité l'argent, est employée de nouveau pour le lessivage. Six heures après l'introduction du sulfure dans les bacs, le précipité est suffisamment déposé pour qu'on puisse évacuer la liqueur, ce qui se fait à l'aide de siphons ; elle est alors réunie dans un réservoir d'où elle est, à l'aide de pompes, distribuée de nouveau dans les cuves au moyen de la rigole *e*.

Le sulfure d'argent enlevé des bacs de précipitation est déposé dans un filtre où on le laisse sécher.

Pendant la durée de l'opération, on constate une augmen-

tation d'hyposulfite de soude; cela provient de l'action de l'air sur la liqueur de précipitation et en conséquence la liqueur employée pour la dissolution du chlorure d'argent doit être de temps à autre diluée à l'aide d'une adjonction d'eau.

Cette méthode rend environ 88 p. 100 de l'argent contenu dans le minerai traité; 1 à 2 p. 100 sont perdus complètement et le reste se retrouve dans les produits intermédiaires. Le coût de traitement était en moyenne à Joachimsthal, de francs 10,62 par 50 kilogrammes de minerai traité.

Le sulfure d'argent retiré des cuves E et F est, comme nous l'avons dit, déposé dans des filtres coniques G supportés par des chevalets en bois. Après l'avoir laissé reposer pendant une demi-heure, on enlève les sacs formant les filtres et on les place avec leur contenu sous une presse à vis, afin d'en éliminer toute l'humidité possible. Le précipité est alors retiré des sacs, séché dans une chambre, puis replacé dans des filtres semblables aux premiers et lavé à l'eau chaude. Une fois délivré des sels solubles, le sulfure d'argent est séché de nouveau, et chauffé au rouge dans un moufle, sous libre accès d'air. De cette façon la plus grande partie du soufre est brûlée et on obtient un produit contenant de 70 à 80 p. 100 d'argent. Celui-ci est fondu dans de grands creusets en graphite et le soufre encore présent est éliminé pendant la fusion par l'adjonction que l'on fait de limaille de fer. Le sulfure de fer ainsi produit est enlevé, puis mêlé au minerai à calciner, au lieu de sulfate de fer. La surface du métal est purifiée à l'aide de cendres d'os calcinés et de charbon de

bois que l'on introduit dans le creuset. L'argent obtenu, qui est de 0,940 à 0,960 de fin, est raffiné.

Les résidus qui renferment du nickel et du cobalt, ainsi que les produits de la précipitation par la chaux sont fondus avec des minerais pauvres en argent; 10 p. 100 de pyrites, 12 p. 100 de scories et une quantité variable de fondant. On obtient ainsi une première matte qui renferme 1,25 p. 100 d'argent et 17 p. 100 de nickel et de cobalt. Cette matte est refondue avec addition de sulfate de soude, humectée et exposée à l'air afin d'obtenir la désagrégation de la masse, puis on la lessive pour enlever les sels solubles. Le résidu, qui contient de 1 à 2 p. 100 d'argent, est refondu avec de la pyrite arsénicale pour la formation d'une matte de cuivre qui est alors soumise à un traitement pour la séparation de l'argent et du cuivre.

Le procédé Patera est actuellement encore employé dans la Nevada et au Mexique.

A Broken-Hill, dans la Nouvelle-Galles du Sud, on trouve un minerai contenant du carbonate de plomb, du chlorure d'argent, de l'iodure d'argent, de l'embolite et de l'argent natif. On le soumet d'abord à une préparation mécanique dont les résidus sont lessivés avec une solution d'hyposulfite de soude. Après ce premier lavage, les résidus sont grillés avec du chlorure de sodium afin de transformer en chlorure l'iodure d'argent non dissous ainsi que l'argent natif se trouvant encore dans la masse, puis on soumet à un nouveau lavage à l'hyposulfite de soude. L'argent est précipité par le sulfure de sodium.

A Cerro Gordo, au Chili, le minerai renferme l'argent à l'état de chlorure, d'iodure et de bromure ; on le calcine, après pulvérisation, avec du chlorure de sodium. On emploie, dans cet établissement, pour la calcination, le four Horsell qui a $8^{m},20$ de long, $1^{m},57$ de diamètre dans sa partie la plus large et $1^{m},32$ dans sa partie étroite.

Traitement à Kapnik. — A Kapnik, en Hongrie, le minerai contient environ :

Blende	16 à 30
Cuivre	1,5
Plomb.	2 à 3
Argent aurifère	35 à 50 grammes par 100 kg.

Les minerais triés et lavés sont mélangés, pulvérisés et ensuite soumis à un grillage chlorurant sous addition de 8 à 10 p. 100 de sel. Les fours employés sont des fours à dalles superposées avec foyer à grille.

Le mélange calciné est lessivé dans des bacs en bois à double fond et munis d'un filtre formé d'une toile. Le premier lavage se fait avec une solution chaude de chlorure de sodium, puis avec une solution d'hyposulfite de soude. Les liqueurs du premier lavage sont traitées par le cuivre métallique et on retire l'argent et l'or contenus dans les eaux du second lavage, par le sulfure de sodium. Les précipités obtenus sont ultérieurement traités par les procédés connus.

On voit que la méthode de traitement adoptée à Kapnik est un composé des deux procédés Augustin et Patera.

A Black Hawk, au Colorado, les mattes cuivreuses argen-

tifères sont grillées suivant le procédé Ziervogel et le sulfate d'argent est retiré par un lavage à l'eau chaude ; les résidus sont calcinés à nouveau, mais cette fois avec addition de chlorure de sodium; après quoi le mélange est traité d'après le procédé Augustin. Cette fois la méthode est une combinaison des procédés Augustin et Ziervogel.

Procédé Kiss. — Les minerais pulvérisés sont soumis à un grillage chlorurant, puis le mélange est lessivé à l'aide d'une solution d'hyposulfite de calcium ; l'argent contenu dans les liqueurs du lessivage est précipité par le sulfure de calcium. Les appareils employés sont les mêmes que ceux servant dans le procédé Patera. L'emploi de l'hyposulfite de calcium ne présente aucun avantage sur celui de l'hyposulfite de soude qui possède un pouvoir dissolvant du chlorure d'argent plus élevé. En effet à densité égale l'hyposulfite de calcium dissout 91,5 de chlorure d'argent et l'hyposulfite de sodium en dissout 100. La préparation des deux hyposulfites est similaire et leur écart de prix minime.

Procédé Russel. — Le procédé Russel a pour objet la dissolution de l'argent et de l'or de leurs combinaisons sulfo-arséniées et sulfo-antimoniées au moyen d'une solution d'hyposulfite de soude et de cuivre. Cette solution ne dissout pas le chlorure de cuivre mais seulement le sulfure d'argent, ainsi que l'argent et l'or à l'état de métal.

Le pouvoir dissolvant de l'hyposulfite de sodium et de cuivre est 9 fois plus grand que celui de l'hyposulfite de soude, pour

ce qui regarde l'argent et il est le même que celui de l'hyposulfite de soude pour l'or métallique. Les sulfures d'argent et d'or sont rapidement décomposés avec dissolution de ces métaux et séparation de sulfure de cuivre.

L'opération du lessivage à l'hyposulfite de sodium et de cuivre varie selon la composition des minerais :

1° S'ils ne contiennent pas de corps à réaction alcaline ;

2° S'ils renferment de la chaux et de l'acide arsénique ;

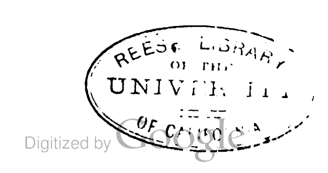
3° De la chaux et des alcalis.

Dans le premier cas, on procède à un premier lavage avec de l'hyposulfite de sodium, puis on lessive à l'hyposulfite de sodium et de cuivre en faisant repasser plusieurs fois la liqueur sur le même minerai, jusqu'à ce que tout l'argent soit dissous.

Dans le second cas, on lave d'abord à l'hyposulfite de sodium, puis à l'hyposulfite de sodium et de cuivre; mais, cette fois, en laissant séjourner la liqueur dans le bac de lessivage pendant dix à douze heures. On clôture l'opération par un lavage à l'hyposulfite de soude.

Enfin, pour les minerais de la chaux ou des alcalis, c'est le lavage à l'hyposulfite de sodium et de cuivre qui précède celui à l'hyposulfite de soude.

Les liqueurs provenant du lessivage sont traitées par le carbonate de soude qui précipite le plomb contenu, à l'état de carbonate de plomb. Après repos on décante la liqueur et on précipite l'argent et le cuivre à l'état de sulfure par le sulfure de sodium, le précipité est filtré et séché, puis fondu avec du cuivre pour l'obtention d'une matte qui est réduite en



poudre et grillée. Par cette opération le cuivre est transformé en bioxyde et la masse traitée par l'acide sulfurique donne de l'argent non attaqué et du sulfate de cuivre. L'argent est retiré et fondu au creuset tandis que le sulfate de cuivre est abandonné à la cristallisation. Le sel de cuivre recueilli sert à la fabrication d'hyposulfite de sodium et de cuivre.

Ce procédé est appliqué à *Marsac-Mill* dans l'Utha où l'on traite des minerais dans lesquels l'argent se présente à l'état d'oxyde et d'antimoniate.

Extraction par l'acide sulfurique. — Cette méthode consiste dans le traitement par l'acide sulfurique étendu et chaud des mattes de cuivre ou du cuivre noir argentifère. Le cuivre est converti en sulfate et l'argent reste pour la plus grande partie dans les résidus. Les produits traités de cette façon doivent autant que possible être libres de fer, car ce métal, dissous par l'acide sulfurique, donne du sulfate de fer qui passerait pour la plus grande partie dans le sulfate de cuivre dont il vient diminuer la valeur. Après le lessivage à l'acide, les résidus sont traités par fusion avec du plomb ou de la litharge, ou bien l'argent en est extrait par l'un des autres procédés décrits plus haut.

Cette méthode est principalement employée pour le traitement de mattes produites avec des minerais renfermant, avec l'argent, encore du plomb, du cuivre, de l'arsenic et de l'antimoine ; elle donne, dans ces conditions, de bons résultats. On lui trouve aussi des avantages sérieux

lorsque les minerais dont la matte est fondue contiennent de l'or.

En général il est plus avantageux de traiter du cuivre noir que des mattes parce que la plus grande partie du fer a alors été éliminée dans les scories. Si l'on traite des mattes il faut au préalable les pulvériser et les calciner.

C'est à l'usine d'Ocker, dans le Hartz, que le plus d'extension a été donné à ce procédé, qui n'a été abandonné que pour faire place au procédé électromagnétique. Le cuivre produit dans cet établissement renfermait une certaine quantité d'argent mêlé à divers autres métaux, et l'on trouvait en même temps avantage à fabriquer le sulfate de cuivre.

Voici la marche généralement suivie pour le traitement par l'acide sulfurique :

On fond le cuivre en grains en le coulant dans de l'eau, puis les grains réunis sur une sole sont humectés d'acide sulfurique, après quoi on les laisse exposés à l'air. L'oxydation du cuivre se produit rapidement et les grains se couvrent d'une pellicule noire. On réunit alors la grenaille dans une cuve, dans laquelle on la laisse avec de l'acide sulfurique étendu qui dissout l'oxyde formé et le transforme en sulfate. Après chaque lessivage à l'acide on laisse les grains humectés s'oxyder à nouveau, puis on lessive encore ; on opère de la sorte jusqu'à ce que tout le cuivre ait été transformé et dissous.

La solution acide de sulfate de cuivre est conduite par de longues rigoles en plomb dans lesquelles elle se refroidit en déposant le long des parois des cristaux de sulfate de cuivre.

Après refroidissement complet, cette liqueur ne contient presque plus de cuivre, mais une assez grande quantité d'acide sulfurique libre, ce qui permet de la faire servir à de nouveaux lavages après l'avoir chauffée et y avoir ajouté de l'acide sulfurique.

Une partie de l'argent est entraîné en suspension par la liqueur et se dépose avec le sulfate de cuivre dans les rigoles, qui sont nettoyées de temps à autre.

Le sulfate de cuivre est dissous dans de l'eau chaude jusqu'à saturation de la liqueur, puis soumis à une nouvelle cristallisation après avoir été clarifié et débarrassé du limon métallique qu'il renferme. Ce limon, qui contient de l'argent, est fondu avec de la litharge.

A Ocker le traitement se faisait de la manière suivante :

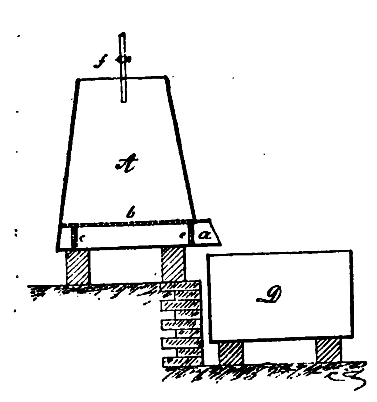


Fig. 22. — Traitement des grenailles de cuivre à Ocker.

Les grenailles de cuivre sont placées dans trois cuves A de 1m,60 de haut sur 80 centimètres de diamètre en haut et 1m,10 en bas (fig. 22). Ces cuves sont en bois, fortement cerclées et garnies à l'intérieur en plomb. Au-dessus du fond, se trouve une ouverture de 10 centimètres munie d'une rigole de 15 centimètres de long ; à 12 centimètres du fond se trouve un faux fond *b* en bois percé de petits trous et supporté par des traverses *c*. On place le cuivre dans ces cuves en ayant

soin de mettre les plus gros morceaux au fond, puis les grenailles et enfin les menus poussiéreux. On introduit alors par le tuyau *f* de l'acide étendu et chauffé à 70 degrés centigrades. Cet acide pèse 28° B. Après avoir filtré au travers du cuivre, la liqueur s'écoule par le trou *a* et vient se répandre dans de larges rigoles garnies, à l'intérieur, de feuilles de plomb.

Les rigoles, légèrement inclinées, permettent aux liqueurs de s'écouler lentement en se refroidissant et de déposer, le long de leur parcours, le sulfate qui se cristallise. Au sortir des rigoles, la liqueur acide est recueillie dans une citerne garnie de plomb dans laquelle elle est réchauffée à l'aide d'un jet de vapeur, puis ramenée sur le cuivre par le moyen de pompes ou d'injecteurs. La densité de la liqueur mère employée ne doit être ni trop forte ni trop faible, afin de ne pas porter d'interruption dans la marche de la dissolution. Chaque fois qu'on soutire la liqueur, on laisse le cuivre exposé à l'air afin que son oxydation se produise. On laisse la liqueur acide en contact avec le cuivre jusqu'à ce que tout l'oxyde soit dissous.

Lorsque la couche de cristaux dans la rigole de plomb a atteint une épaisseur d'environ 8 centimètres, elle est retirée et placée sur une tablette inclinée permettant l'écoulement du liquide qui la mouille. Le sulfate de cuivre impur ainsi obtenu est porté dans des bacs garnis de plomb et ayant 4 mètres de long sur $3^{m},70$ de large et 75 centimètres de haut. On y fait dissoudre le sulfate dans de l'eau légèrement acidulée. La quantité d'eau employée est réglée de

façon à obtenir une solution qui, à 87 degrés centigrades de chaleur, pèse 30° B. On laisse déposer la solution pendant douze heures en ayant soin de la maintenir à une température constante. Après ce délai, quand elle est parfaitement claire, on fait couler la liqueur dans des cristallisoirs dans lesquels on suspend de nombreuses lames de plomb. Les cristallisoirs ont $3^{m},20$ de long, $1^{m},80$ de large et $1^{m},30$ de haut, ils sont en bois et garnis de plomb à l'intérieur. Le sulfate de cuivre s'y cristallise et en est retiré chaque fois que la liqueur est épuisée.

La boue qui reste dans les cuves de clarification est mêlée à de la litharge et fondue.

Ce procédé a beaucoup d'analogie avec celui que nous avons indiqué pour la fabrication du sulfate de cuivre avec le cuivre cémenté. Il est toutefois moins coûteux mais d'une marche beaucoup plus lente, par suite du procédé d'oxydation adopté.

Procédé Claudet. — L'objet de ce procédé est le recouvrement de l'argent contenu à l'état de chlorure dans les liqueurs provenant du lavage des résidus de pyrites traités par chloruration, pour l'extraction du cuivre. Les liqueurs renferment toujours une forte proportion de chlorure de sodium non décomposé et d'autres chlorures qui dissolvent celui d'argent formé pendant la calcination des résidus de pyrites.

On avait depuis longtemps constaté que les pyrites cuivreuses d'Espagne et de Portugal contenaient de l'argent,

mais en quantité trop faible pour qu'on ait pu le retirer avec avantage. Claudet, le premier, trouva le moyen de récupérer le métal précieux contenu dans les liqueurs de faible teneur.

Les résidus de pyrite sont, comme nous l'avons vu, calcinés avec du chlorure de sodium qui, décomposé par les acides de soufre dégagés pendant l'opération, se transforme en sulfate de sodium avec dégagement de chlore ; celui-ci, empruntant de l'oxygène à l'air entrant par les portes de travail, se transforme en acide chlorhydrique, qui attaque les oxydes métalliques formés et les convertit en chlorures. Par le lessivage ces divers chlorures entrent en dissolution et produisent une solution qui dissout, à son tour, le chlorure d'argent. Les liqueurs provenant des premiers lavages contiennent seuls assez d'argent pour qu'on puisse le retirer avec avantage.

L'analyse de la liqueur produite par 9 lavages consécutifs donne :

	Cl.	S.	Cu.	Ag.
1.	10,798	1,324	5,230	406
2.	9,079	1,455	4,600	325
3.	3,215	1,881	1,935	105
4.	0,717	1,255	646	19
5.	0,634	1,436	566	12
6.	0,544	1,388	492	6
7.	0,217	938	342	5
8.	0,000	434	200	4
9.	0,000	294	177	4

On voit que les deux premiers lavages enlèvent 82,50 p. 100 de l'argent contenu dans le mélange et que les trois premiers

lavages en dissolvent 94,30 p. 100. Aussi les liqueurs de ces trois opérations sont seules soumises au traitement pour argent. Elles sont dans ce but réunies dans des cuves en bois d'une contenance de 2 à 2,5 mètres cubes, dans lesquelles on les laisse déposer et clarifier. On prélève alors une quantité connue de liqueur à laquelle on ajoute de l'acide chlorhydrique, puis de l'iodure de potassium et de l'acétate de plomb. Le précipité obtenu est lavé sur un filtre et fondu avec un mélange de soude, de plomb, de borax et de noir de fumée. Le plomb argentifère obtenu est coupellé et le grain d'argent permet de reconnaître la quantité d'argent renfermée dans la liqueur à traiter.

Une fois la liqueur bien clarifiée, on la transvase dans une cuve dans laquelle on introduit en même temps la quantité d'iodure de potassium requise pour précipiter l'argent dont la proportion a été constatée dans la liqueur. On introduit en même temps dans la cuve, une quantité d'eau égale au dixième de la liqueur à traiter.

Pendant le remplissage de la cuve, la liqueur est continuellement maintenue en mouvement, puis on la laisse reposer pendant quarante-huit heures. La liqueur est alors éliminée et on en introduit une nouvelle quantité dans la cuve, puis on procède comme pour la première partie, et ainsi de suite ; tous les quinze jours on enlève le précipité formé et on le lave dans des cuves disposées à cet effet. Le précipité ainsi obtenu se compose de sulfate de plomb, de chlorure de plomb, d'iodure d'argent et de sous-sels de cuivre. Il est lavé pour être débarrassé des sels de cuivre et est ensuite décom-

posé par le zinc qui réduit l'iodure d'argent et le chlorure de plomb.

Les résultats de cette décomposition sont :

1° Un précipité riche en argent et contenant une certaine quantité d'or;

2° De l'iodure de zinc qui est employé dans de nouvelles opérations pour précipiter l'argent.

Le précipité contient :

Argent	4,4550
Or	0,0595
Zinc	15,4400
Plomb	56,4000
Cuivre	0,6000
Fer	0,7000
Chaux	1,1000
Acide sulfurique	6,6800
Matières insolubles	7,6000

Aux usines de la *Widness Metal Works C°*, on a retiré de cette façon 26 grammes d'argent et 1,04 gramme d'or par tonne de pyrite d'Espagne, le coût du traitement ayant été de 12 shill. 3^d^ par 41 grammes d'argent. Si l'on déduit la valeur de l'or, le prix pour extraire l'argent d'une tonne de minerai n'aurait été que de 2^d^ et le bénéfice de l'opération ressortirait à 2 shillings 1/2 par tonne.

Comme pour l'extraction du cuivre on a aussi, pour celle de l'argent, eu recours à l'électrolyse ou aux courants électrogalvaniques. Nous traiterons cette question isolément dans un chapitre spécial.

CHAPITRE III

EXTRACTION DE L'OR

L'extraction de l'or par la voie humide est plus simple et moins coûteuse que celle par la voie sèche. Les divers traitements s'appliquent généralement à l'extraction de l'or contenu dans des alliages métalliques, qui sont obtenus par la fusion des minerais.

Extraction par l'acide nitrique. — Sous de certaines conditions d'alliage, l'argent mêlé à l'or se dissout dans l'acide nitrique sans que l'or soit attaqué. C'est le cas pour un alliage tenant 2,5 d'argent pour 1 d'or, dans lequel il ne reste que très peu d'argent après l'extraction par l'acide nitrique. Plus il y a d'argent dans l'alliage, moins l'or obtenu est pur et, si la proportion de ce métal est trop forte, on ne parvient pas à l'enlever même à l'aide d'acide concentré et chauffé.

Une fois que l'alliage convenable est obtenu, on le granule et on le place dans des cornues où on le traite par l'acide nitrique à chaud. La poudre d'or restant en dépôt est

fondue dans un creuset avec du borax et du salpêtre. La solution d'argent est distillée jusqu'à dessiccation et le résidu est fondu. Ce procédé est incommode à cause de l'emploi de récipients en verre et du prix de l'acide nitrique ; aussi ne trouve-t-il qu'un emploi très rare et seulement pour la détermination de l'or contenu dans des alliages d'argent.

Newton a traité les alliages d'or et d'argent par l'eau régale qu'il obtient en faisant un mélange de nitre, de sel marin et d'acide sulfurique. L'or se dissout et l'argent est précipité à l'état de chorure. L'or est ensuite, lui-même, précipité de la solution par le vitriol de fer, et le mélange d'or métallique et de chlorure d'argent est traité par le zinc et l'acide sulfurique. Le chlorure d'argent est transformé en argent métallique et le produit est traité à nouveau par l'acide nitrique.

Procédé d'extraction par le zinc. — On fond l'alliage d'or et d'argent avec deux à trois fois son poids de zinc, on brasse bien et on coule le produit en grains. Ceux-ci sont traités par l'acide sulfurique étendu qui dissout le zinc, on lave bien les résidus et on en retire l'argent par l'acide nitrique.

Procédé Johnson. — Ce procédé s'applique au traitement de l'alliage d'or et de palladium, on le fond avec 2,5 parties d'argent pour obtenir un nouvel alliage que l'on traite par l'acide nitrique, celui-ci dissout l'argent; l'or et le palladium restent au fond du creuset, à l'état de poussière.

Pateric a sensiblement amélioré cette méthode en employant des appareils disposés en terrasses et en précipitant l'argent par un courant galvanique.

Procédé Schnaubert et d'Arcet, par l'acide sulfurique. — Ce procédé est basé sur la dissolubilité de l'argent dans l'acide sulfurique concentré et à chaud, tandis que l'or n'est pas attaqué. Cette méthode se recommande par sa simplicité et son économie ; elle permet de traiter des mélanges d'une teneur quelconque d'or. La manipulation demande beaucoup d'attention, afin d'éviter des pertes de métal précieux.

D'après *Pettenkofer* l'opération marche mieux avec un mélange contenant 3 parties d'or pour 16 d'argent et de cuivre. Si la proportion d'or dépasse 4 parties, des raisons mécaniques rendent l'affinage plus difficile ; l'or reste trop compact et l'acide ne peut atteindre toutes les parties à dissoudre. L'argent doit au moins former les 5/8 de la masse.

A la Monnaie de Saint-Pétersbourg, on a trouvé que les meilleures proportions étaient de 1 d'or pour 2,5 d'argent et que dans ces conditions, on pouvait traiter avec avantage, des produits de 1/1000 à 2/1000.

A la Monnaie de Munich, on a extrait par ce procédé l'or qui était renfermé dans des monnaies en contenant 7/10 000.

Les mélanges renfermant du plomb et du cuivre doivent au préalable être débarrassés de ces métaux, ce qui se fait des manières suivantes :

1° La fusion avec du salpêtre, grâce auquel le cuivre et le plomb passent dans les scories ; on emploie 48 de salpêtre

pour 100 de cuivre. La fusion se fait dans des creusets en graphite. La scorie est refondue avec 1/3 de potasse, afin d'en retirer l'argent qu'elle pourrait contenir.

2° En traitant la matière portée au rouge avec de l'acide sulfurique étendu. Le mélange est chauffé dans un four à réverbère, afin d'oxyder la surface des grains de cuivre, puis traité par l'acide qui dissout le cuivre en donnant du sulfate de cuivre. L'opération doit être renouvelée jusqu'à ce que le mélange soit amené à la proportion requise d'argent ; celui-ci oxydé pendant l'opération n'entre en dissolution qu'après que tout le cuivre contenu est enlevé.

La granulation du mélange s'obtient en le faisant couler doucement dans un bassin rempli d'eau que l'on a soin d'agiter. En fondant le mélange avec deux à trois fois son poids de zinc, cette granulation se produit très facilement.

Pour dissoudre un équivalent d'argent, il faut deux équivalents d'acide sulfurique concentré, l'un servant à l'oxydation de l'argent et le second à la dissolution de l'oxyde produit.

$$Ag + 2SO^3 HO = (Ag\ OSO^3 + 2HO) + SO^3$$

Cependant dans la pratique on emploie plus d'acide sulfurique, afin de détruire les sels qui pourraient se former. L'acide en excès dans la liqueur est concentré à nouveau et la dissolution d'oxyde de cuivre est ou employée à l'état de sulfate ou transformée en cuivre métallique.

Par ce procédé de dissolution on obtient :

1° De l'or qui se dépose en poussière au fond du récipient.

On recuit cette poudre à diverses reprises avec de l'acide afin de lui donner toute la pureté possible, car il renferme encore 1 à 2 p. 100 d'argent ;

2° Du sulfate d'argent en dissolution dans de l'acide sulfurique. Cette solution, clarifiée avec soin, est traitée par le cuivre métallique pour la précipitation de l'argent ;

3° De l'acide sulfureux produit par la décomposition de l'acide sulfurique. On le fait passer par des chambres de condensation ou bien on l'absorbe par de la chaux.

Pour retirer l'argent du sulfate, on dissout celui-ci dans de l'eau. A cet effet, on amène la boue cristalline de sulfate d'argent dans des récipients remplis d'eau chaude : pour dissoudre une partie de sulfate il faut 88 parties d'eau à 100° centigrades. Pendant la dissolution, et à la fin de l'action, on doit avoir soin de remuer le liquide avec un agitateur en bois. Lorsque le sulfate d'argent est dissous, on suspend dans la solution clarifiée des lames de cuivre rouge. Il faut, pour précipiter 100 d'argent, 29 de cuivre qui donnent 115 de sulfate de cuivre cristallisé. On emploie fréquemment pour cette opération des lames de cuivre argentifère dont on retire l'argent en même temps. La précipitation est plus rapide si la solution a une densité de 25° B.

Quand la solution a une densité supérieure à 28° B., la précipitation de l'argent devient incomplète, il se forme de petits cristaux de sulfate d'argent et il faut alors ajouter de l'eau chaude au bain, de façon à le ramener à la densité requise.

Lorsqu'un échantillon, prélevé de la liqueur, ne donne plus de précipité avec une solution de chlorure de sodium,



l'opération est achevée. On retire alors les feuilles de cuivre, l'argent se dépose sur le fond du récipient et après clarification on décante la liqueur cuivreuse. Pendant la marche, la liqueur est maintenue à la température voulue à l'aide d'un courant de vapeur passant par un serpentin. Le précipité d'argent est lavé à l'eau chaude jusqu'à ce que l'on ne constate plus de réaction acide ou cuivreuse, puis il est déposé dans de forts sacs de toile à voiles et comprimé sous une presse à vis ou hydraulique. Les gâteaux ainsi obtenus sont séchés et fondus dans des creusets avec adjonction d'un peu de salpêtre dont la fonction est d'enlever les dernières traces de cuivre qui pourraient encore se trouver mêlées à l'argent.

Extraction par l'eau régale. — Ce procédé généralement employé pour le traitement de produits aurifères renfermant peu d'argent, est basé sur ce que l'eau régale dissout l'or pour en former un chlorure, tandis qu'elle n'attaque que faiblement le chlorure d'argent.

$$Au^2Ag + 4ClH + NO^5HO = Au^2Cl^3 + AgCl + 6H + 2NO^3$$

L'eau régale est formée de 1 d'acide nitrique à 1,28° et de 4 d'acide chlorhydrique à 1,178°. On emploie de 3 à 4 fois le poids de ce mélange pour un de la matière à traiter.

La solution, une fois obtenue, est décantée et le précipité d'argent est lavé à l'eau distillée, puis séché et réduit. Le chlorure d'argent se déposant rapidement et enduisant les grains d'alliage à traiter, il est bon de maintenir la solution en mouvement à l'aide d'un jet de vapeur.

Pour précipiter l'or on se sert du sulfate ou du chlorure de fer. Ce sel est dissous et la solution chauffée à 70° centigrades est versée lentement dans la liqueur renfermant l'or et portée au préalable à la même température. L'or se précipite et forme un dépôt compact sur le fond du récipient.

$$Au^2 Cl^3 + 6FeO\ SO^3 = 2Au + Fe^2Cl + 2FeO^3\ SO^3$$

D'après *Rose,* le précipité se dispose en petits cubes. Il est bien lavé, puis fondu au creuset.

Procédé Plattner. — Le procédé Plattner consiste en la chloruration de l'or contenu dans les minerais, à l'aide d'un courant de chlore gazeux, la dissolution du chlorure d'or produit par l'eau chaude et sa précipitation à l'état métallique au moyen du sulfate ferreux ou des sulfures métalliques. Ce procédé présente de grands avantages pour le traitement des minerais dans lesquels l'or ne se présente pas à l'état purement métallique et desquels il ne peut par suite être extrait à l'aide du mercure. Ce sont principalement les pyrites, les arséniures et les antimoniures. Mais le chlore attaquant ces composés, il est urgent qu'ils soient, avant la chloruration, soumis à un grillage oxydant afin d'éliminer le soufre, l'arsenic et l'antimoine et de convertir les métaux en oxydes. Ce grillage a aussi pour but la désagrégation des minerais qui, pour le traitement, doivent être parfaitement accessibles à l'action du chlore.

Notons encore que le procédé Plattner ne convient que pour des minerais dans lesquels l'or se rencontre à un état

de très grande division et qu'il est inefficace pour le traitement de produits dans lesquels l'or se trouve à l'état de gros grains ou de petites pépites.

Le chlore nécessaire pour la chloruration est produit par les méthodes ordinaires à l'aide du peroxyde de manganèse, du chlorure de sodium et de l'acide sulfurique ou du chlorure de chaux et de l'acide sulfurique.

L'application du procédé Plattner exige trois opérations :

1° Grillage des minerais ;

2° Chloruration de l'or et dissolution du chlorure produit ;

3° Précipitation de l'or.

Le grillage, comme nous l'avons dit, a pour but de transformer les composés des métaux en oxydes et de mettre l'or en liberté. Il doit être poussé à fond afin d'éliminer complètement le soufre et d'éviter, dans les liqueurs du lessivage, la présence du sulfate de fer et des sulfures métalliques. On peut à la fin de la calcination ajouter un peu de chlorure de sodium au minerai afin de chlorurer les métaux présents et entre autres, l'argent, mais il faut avoir soin que la température du four ne soit pas trop élevée, afin d'éviter la volatilisation du chlorure d'or ; la présence du bichlorure de cuivre facilitant cette volatilisation, le chlorure de sodium ne doit être ajouté que lorsque tout le cuivre contenu dans le minerai a été transformé en bioxyde.

Le produit calciné doit de préférence être lessivé afin d'en retirer les chlorures et sulfates solubles, avant de procéder à la chloruration de l'or. Cela est principalement nécessaire si le mélange renferme du sulfate de fer ou du chlorure d'ar-

gent, ce dernier, quand il est abondant, enveloppe les parcelles d'or et les garantit de l'attaque du chlore.

Les fours employés sont de constructions diverses, nous avons eu l'occasion d'en décrire plusieurs, fours à réverbère, fours à moufle, fours étagés, etc., auxquels il convient d'ajouter le four rotatif à cylindre employé aux États-Unis. Toutefois, lorsque l'on a à traiter des quantités assez fortes c'est généralement le four Spence à quatre étages auquel on donne la préférence.

Le minerai calciné est retiré du four et réuni en tas, on le laisse refroidir, puis on l'humecte avec de l'eau avant de le soumettre à la chloruration.

La chloruration s'effectue soit dans des cuves, soit dans des cylindres auxquels on imprime un mouvement rotatif. Avec l'emploi de ces derniers on obtient une marche plus rapide. Le chlore est introduit dans les appareils à l'état gazeux lorsqu'il est fabriqué spécialement, ou bien il est produit dans l'appareil même, ce qui est le cas pour les cylindres, en y introduisant du chlorure de chaux et de l'acide sulfurique. Dans ce cas, les résultats, sont même plus satisfaisants, parce que l'action du chlore à l'état naissant est plus énergique sur l'or.

Les cuves à chloruration que l'on emploie lorsque l'on opère sur des quantités notables, sont en bois goudronné. Ces cuves ont 65 centimètres de haut sur 40 de diamètre, elles sont fortement coniques et ont la forme d'un cône tronqué ; enfin elles sont munies d'un double fond sur lequel est disposé un filtre. Un couvercle en bois permet de fermer les

cuves hermétiquement. La charge d'une de ces cuves est de 75 à 80 kilogrammes.

Le chlore est fabriqué dans un appareil spécial d'où il passe dans un flacon laveur où il est dépouillé de l'acide chlorhydrique qu'il renferme, car sans cela cet acide, attaquant les sulfures non décomposés du minerai, produirait de l'hydrogène sulfuré qui précipiterait l'or. Le chlore est introduit dans les cuves à minerai à l'aide d'un tuyau en plomb. Après que le minerai a été pendant quarante-huit heures en contact avec le chlore, on procède à la dissolution du chlorure d'or avec de l'eau. On fait, à cet effet, arriver de l'eau que l'on distribue lentement sur le minerai jusqu'à ce qu'elle le baigne complètement en dépassant sa surface de 6 à 8 centimètres. On laisse alors écouler la liqueur par une ouverture réservée entre les deux fonds de la cuve, en ayant soin d'amener, sur le minerai, une quantité d'eau égale à celle de la liqueur qui s'écoule. On n'arrête ce lavage courant que quand la lessive ne donne plus la réaction de l'or.

Les eaux de lessivage sont conduites dans des cuves de clarification, puis, ultérieurement, dans des cuves de précipitation.

D'après les essais faits par *Deetken*, la composition d'une lessive d'or provenant du lavage de trois tonnes de minerai contenant 847 francs d'or par tonne a été :

Sulfate d'aluminium.	6,98	grains.
Sulfate de magnésium.	132,55	—
Sulfate de plomb	4,16	—
Sulfate de sodium.	426,62	—
Chlorure d'or.	10,44	—

Perchlorure de fer	0,32	grains.
Bichlorure de cuivre	8,95	—
Chlorure de sodium	536,00	—
Acide silicique	0,24	—
Chlore libre	127,28	—

Pour la précipitation, on se sert de cuves en bois enduites de goudron, d'asphalte ou de paraffine. Elles sont en forme de cône tronqué et ont un diamètre supérieur de 1m,80, et inférieur de 2 mètres sur une hauteur de 85 centimètres.

La précipitation est effectuée au moyen du sulfate de fer, de l'hydrogène sulfuré ou de sulfure de cuivre. On emploie rarement ce dernier.

Les cuves de précipitation sont munies de deux ouvertures placées au-dessus de leur fond et en regard l'une de l'autre; la première livre passage à un tuyau en caoutchouc muni, à son extrémité supérieure, d'un flotteur, et la seconde est fermée par un robinet de purge. La disposition du flotteur est telle que l'extrémité supérieure du tuyau en caoutchouc débouche toujours dans le liquide. Il a de plus un volume tel que l'orifice du tuyau ne peut jamais atteindre le fond de la cuve. Pendant la marche de la précipitation le tuyau en caoutchouc est relevé le long d'une des parois, de façon à ne pas être en contact avec la liqueur.

Lorsque la précipitation est achevée, on rabaisse le tuyau et le liquide s'écoule lentement, mais, par suite du volume du flotteur, le vidage n'est pas complet et il reste suffisamment de liquide pour entraîner l'or précipité par le robinet de vidange que l'on ouvre alors, et qui déverse le précipité dans un bassin où on le recueille.

Pendant l'opération de la précipitation on a soin de maintenir le liquide en mouvement à l'aide d'une tige en bois, on couvre ensuite la cuve et on laisse reposer pendant douze heures.

Le précipité d'or est lavé avec soin, puis traité par l'acide sulfurique et le chlorure de sodium afin d'en retirer le fer qu'il pourrait contenir. Après dessiccation il est fondu au creuset.

On a employé avec avantage l'hydrogène sulfuré pour la précipitation de l'or. A cet effet on transforme au préalable le chlore libre contenu dans la solution, à l'aide du passage d'un courant d'acide sulfureux qui le transforme en acide chlorhydrique :

$$2Cl + SO^2 + 2H^2O = H^2SO^4 + 2HCl$$

On introduit ensuite un courant d'hydrogène sulfuré qui précipite l'or très rapidement.

Le sulfure d'or est lavé, puis calciné dans un four à moufle et fondu au creuset.

Procédé Munktell. — Le minerai préalablement calciné est déposé dans des cuves ; après quoi on fait passer au travers de la charge une solution de chlorure de chaux et d'acide. La combinaison de ces deux réactifs dégage du chlore qui attaque l'or et le transforme en chlorure. La liqueur introduite dissout le chlorure d'or et est après clarification envoyée à la précipitation. Au-dessus de la cuve de chloruration on dispose deux réservoirs contenant, l'un la dissolution de chlo-

rure de chaux et l'autre l'acide, leur contenu est déversé en même temps dans la cuve par deux tuyaux de sorte que les deux solutions se rencontrent à la partie supérieure du minerai. Lorsque la cuve est remplie et que l'on ouvre la sortie d'écoulement, on fait arriver des deux réservoirs une quantité de solution égale à celle qui s'écoule.

La teneur de la solution de chlorure ne doit pas dépasser 1 p. 100 et l'acide doit être étendu de façon à ce que son volume soit égal à celui de la solution sur laquelle il est appelé à agir.

Procédé Thies. — Ce procédé réside en la chloruration dans des cylindres rotatifs horizontaux. Ces cylindres sont en bois, en fonte ou en fer, et garnis à l'intérieur d'une feuille de plomb de 6 millimètres. Ils ont 1 mètre de diamètre sur $1^{m},40$ de long ; leur contenance est d'une tonne de minerai.

On introduit le minerai dans les cylindres avec 600 litres d'eau, du chlorure de chaux et de l'acide sulfurique. Cette introduction se fait par un trou d'homme qui est ensuite hermétiquement fermé ; puis on met le cylindre en mouvement avec une vitesse de douze rotations à la minute. Une ouverture fermée par une soupape permet de se rendre compte de la formation du chlore. Une heure après que celui-ci s'est produit, on arrête la rotation et on décharge le cylindre par le trou d'homme. Le contenu est déversé sur un filtre qui laisse passer la liqueur en retenant le minerai qui est alors lavé avec de l'eau jusqu'à ce qu'il ne contienne plus d'or. La

liqueur est conduite dans des cuves de clarification et ensuite dans celles de précipitation.

Procédé Davis. — La précipitation de l'or par le sulfate ferreux se produisant très lentement, Davis a proposé l'emploi du charbon de bois. D'après lui, 240 grains de charbon de bois précipitent 19,25 grains d'or. Le charbon de bois pulvérisé est placé dans des appareils en forme d'entonnoirs et munis d'un filtre. La liqueur traverse une succession de ces filtres et tout l'or contenu est précipité. Le charbon aurifère est séché à l'air, puis brûlé dans un four à moufle. La cendre est traitée par l'acide chlorhydrique, puis lavée et fondue dans un creuset.

Procédé Wagner et Fohr. — D'après ce procédé, les cendres de pyrites ou arséniures aurifères sont traitées par l'eau de brome, puis la liqueur est soumise à un courant d'acide sulfureux qui réduit le perbromure de fer contenu dans la liqueur et le transforme en protobromure. La lessive est alors chauffée jusqu'à l'ébullition pour chasser l'acide sulfureux et l'or est précipité par le protobromure. Au lieu d'une solution aqueuse de brome, on emploie aussi une solution chlorhydrique qui agit plus énergiquement.

Procédé Mac Arthur Forrest. — Ce procédé, connu sous le nom de *Procédé au cyanure*, a pour objet la dissolution de l'or par le cyanure de potassium et la précipitation de l'or par le zinc. L'emploi du procédé donne lieu à trois opérations :

1° Dissolution de l'or par le cyanure de potassium;

2° Précipitation de l'or contenu dans la solution ;

3° Traitement du précipité obtenu.

Le cyanure de potassium dissout l'or en présence d'oxygène d'après la formule $2Au + 4KCy + O + H^2O = 2KAuCy + 2KHO$.

Théoriquement il faut deux parties de cyanure pour dissoudre une partie d'or, mais en réalité on en consomme 40 parties parce que le cyanure est très facilement altéré et décomposé par diverses substances auxquelles on a donné le nom de cyanidides, tels, l'acide carbonique, les alcalis caustiques, l'acide sulfurique, le sulfate de fer.

On applique généralement le procédé au cyanure aux minerais dans lesquels l'or est très divisé et on a constaté que les résultats donnés par le traitement des taillings du Transwaal sont excellents.

Pour le traitement, on pulvérise les minerais aussi finement que possible et on les place ensuite dans des cuves de dissolution construites en bois ou en maçonnerie cimentée. Ces cuves possèdent un double fond à claire-voie supportant un filtre et sont munies à leur base d'une sortie de décharge ou d'écoulement fermée par un robinet. Leur capacité est de 30 à 50 tonnes.

Généralement on lessive les minerais à l'eau pour éliminer l'acide sulfurique et les sulfates qu'il pourrait contenir et qui, comme nous l'avons dit, contribuent à augmenter la consommation du cyanure. Après ce premier lavage on lessive avec une solution de cyanure de potassium contenant de 0,6

à 0,8 p. 100 de ce sel, en laissant la liqueur en présence du minerai pendant huit à douze heures, suivant la richesse en or du produit à traiter. Après l'écoulement de cette première lessive, on procède à un second lavage avec une solution contenant de 0,2 à 0,4 p. 100 de cyanure, ce second lessivage dure de six à huit heures et il est suivi d'un lavage à l'eau.

La consommation, par tonne de minerai, est d'une demi-tonne de chacune des solutions. Elle est même moindre lorsqu'on ne traite que des quartz aurifères. On fait du reste passer la même liqueur sur plusieurs parties de minerai afin d'obtenir une lessive plus concentrée, ce qui permet l'obtention d'un précipité d'or plus pur avec une perte moindre de cyanure.

La précipitation a lieu à l'aide de tournures de zinc à surface neuve et non ternie. Il se forme un cyanure de zinc et l'or est précipité à l'état métallique. Comme il est urgent que les surfaces du zinc employé soient brillantes, on ne prépare les tournures qu'au moment de les employer.

Les cuves de précipitation sont en bois et sont divisées à l'aide de cloisons verticales en compartiments que la liqueur à traiter traverse successivement en passant par trop-plein de l'un dans l'autre. Les cuves sont munies d'un double fond formant tamis sur lequel on dispose la tournure de zinc, l'or précipité en poussière très fine traverse le tamis et se réunit entre les deux fonds de la cuve. Pour l'opération de la précipitation on laisse arriver les liqueurs dans les cuves d'une façon constante mais lente. La marche, qui est très rapide dans les premiers compartiments, devient de plus en plus

faible au fur et à mesure que les liqueurs perdent de teneur.

Les boues aurifères que l'on retire des cuves sont lavées sur un tamis fin qui laisse passer l'or et retient les parties de zinc non dissoutes que l'on remet dans les cuves de précipitation au-dessus des tournures plus grosses qui garnissent le filtre du fond.

Le précipité d'or, après séchage, est fondu dans des creusets.

Le zinc employé comme précipitant présentant l'inconvénient d'empêcher la régénération du cyanure, ce qui oblige à abandonner une certaine quantité de liqueur dangereuse par suite de ses propriétés fortement toxiques, on a cherché à employer d'autres agents pour la précipitation de l'or. On a employé les amalgames de potassium et de sodium ainsi que l'aluminium, mais sans succès pratique. Par contre, l'emploi de l'électrolyse pour la précipitation de l'or des solutions de cyanure donne de très bons résultats et permet de réaliser des économies sérieuses parce qu'il suffit alors de lessiver une première fois avec une solution dont la teneur ne dépasse pas 0,05 à 0,08 p. 100 de cyanure de potassium, et que la lessive du second lavage ne peut contenir que 0,01 p. 100 de cyanure.

CHAPITRE IV

ÉLECTRO-MÉTALLURGIE

Les essais faits par Becquerel dès 1835 ont démontré la possibilité d'employer les courants galvaniques pour l'extraction de certains métaux, mais les résultats obtenus par lui et par les savants qui l'ont suivi dans cette voie n'ont pas été pratiques et, malgré les progrès incessants qui ont été faits, l'industrie n'a tiré profit des découvertes de la science que pour des utilisations secondaires.

La découverte des machines dynamo-électriques a donné un nouvel essor aux recherches faites dans un but industriel et si les résultats ne nous paraissent pas concluants pour ce qui regarde le traitement direct des minerais et des mattes, on a par contre réalisé des progrès très sérieux pour la précipitation du cuivre contenu dans les liqueurs de lessivage et pour la séparation des alliages de cuivre, d'argent et d'or.

Nous ne parlerons pas des essais infructueux qui ont été faits pour extraire directement par électrolyse le cuivre contenu dans les minerais pyriteux.

Procédé Marchèse. — A l'usine de Casarza, près de Gênes, on a appliqué un procédé dû à Marchèse pour l'extraction du cuivre contenu dans les mattes. Ce procédé est basé sur le fait que si l'on emploie comme anode d'un circuit de la matte cuivreuse, avec des lames de cuivre comme cathode et comme bain une solution de sulfate de cuivre, le cuivre se dépose sur le cathode, le soufre reste à l'anode et le fer passe dans le bain à l'état de ferrisulfate.

Voici la marche suivie à l'usine de Casarza qui possède 20 dynamos Siemens, qui produisent l'électrolyse dans 12 bains avec une tension de 15 volts et une intensité de 250 ampères chacune.

La matte est coulée en plaques de 80 centimètres de côté sur 3 d'épaisseur, portant une lame de cuivre laminé de 2 centimètres de large, qui y a été introduite au moment de la coulée. Ces lames servent à suspendre les plaques, comme anodes, à la tige conductrice du courant électrique. Comme cathodes on emploie des lames de cuivre laminé de 70 centimètres sur 70 et 0,3 millimètres d'épaisseur.

Les caisses à électrolyse sont en bois, doublées à l'intérieur de feuilles de plomb et ont 2 mètres de long, 90 centimètres de large et 1 mètre de haut. Ces caisses sont disposées en gradins afin de faciliter la circulation des liqueurs. Chaque groupe de douze caisses est desservi par une machine dynamo spéciale. Comme électrolyte on se sert d'une solution de sulfate de cuivre avec 3 parties de sulfate et préparée en lessivant de la matte calcinée, au préalable, avec de l'eau et de l'acide sulfurique. L'opération marche sans interrup-

tion pendant trois mois, on remplace alors les anodes et on détache le cuivre déposé sur les cathodes. On prétend que par cheval de force employé et par vingt-quatre heures on obtient 20 kilogrammes de cuivre. Les liqueurs, au sortir des caisses, ont perdu la moitié de leur cuivre et doivent être remplacées par d'autres. On voit qu'une bonne partie du cuivre obtenu est retirée de la matte calcinée qui fournit son sulfate à l'électrolyse. Il paraît même que la quantité de matte employée pour préparer le sulfate est supérieure à celle traitée aux anodes. Du reste, la coulée des mattes est difficile et fréquemment les plaques obtenues cassent et tombent en morceaux avant leur dissolution complète. Les liqueurs s'enrichissent rapidement en fer et doivent être complètement remplacées, ce qui cause une très forte consommation d'acide sulfurique.

Les divers inconvénients que présente le procédé Marchèse sont cause du peu de développement qu'il a pris, mais il forme indubitablement un pas sérieux dans une voie que nous croyons appelée à un avenir certain.

Extraction du cuivre des alliages. — La séparation électrolytique des métaux contenus dans des alliages a acquis une grande importance, et ce procédé est appliqué dans de nombreuses usines de l'ancien et du nouveau continent.

Les bases du procédé sont connues ; une plaque d'alliage de cuivre et d'argent placée comme anode d'un circuit électrique, avec une solution de sulfate de cuivre comme électro-

lyse dépose son cuivre sur les plaques de même métal formant cathode du circuit. L'argent tombe à l'état de poudre fine au fond du bain. Les métaux plus électro-positifs que le cuivre restent en dissolution dans l'électrolyte et les éléments électro-négatifs restent à l'anode.

Pendant la marche de l'opération il faut surveiller l'intensité du courant; si elle est trop forte, tous les métaux se portent sur le cathode et, si elle est trop faible, il se précipite au cathode du protoxyde et du bioxyde de cuivre. La marche est plus rapide avec des anodes coulées qu'avec des plaques laminées, les premières présentant une plus grande porosité.

Les divers métaux qui peuvent entrer dans la composition de l'alliage se conduisent différemment sous l'action de l'électrolyse.

L'argent, le platine et l'or se précipitent à l'anode dont le bain est acide; s'il devient neutre une partie de l'argent entre en dissolution.

Le fer, le zinc, le nickel et le cobalt sont dissous avant le cuivre et restent en solution dans la liqueur qu'ils appauvrissent.

Le bismuth est dissous, mais se sépare à l'état de sulfate basique. Il en est de même pour l'étain.

L'arsenic est dissous et se précipite sous forme d'arsénite lorsque la liqueur est concentrée.

L'antimoine reste en grande partie à l'anode et le plomb qui est dissous rapidement se précipite à l'état de sulfate insoluble.

La neutralisation de l'électrolyte par suite de l'entrée en

dissolution des divers métaux à l'anode est nuisible à une bonne marche; aussi faut-il avoir soin de la maintenir acide par l'adjonction d'un peu d'acide sulfurique, on remplace aussi le cuivre manquant à la liqueur par suite d'appauvrissement avec du sulfate de cuivre que l'on ajoute au bain.

La disposition des électrodes dans le bain est alternée, c'est-à-dire que les anodes et les cathodes sont placés parallèlement et alternativement les uns aux autres avec un espace entre eux de 5 centimètres. Des deux côtés de la caisse circulent les tiges conductrices du circuit. Les conduites positives sont réunies entre elles et il en est de même pour les conduites négatives. Par des tiges transversales, on fixe les anodes aux premières et les cathodes aux secondes.

Les caisses sont en bois garnies de plomb à l'intérieur et disposées de façon à ce que la liqueur passe par trop-plein de l'une dans l'autre, une des conditions pour la bonne marche de l'opération étant que la liqueur circule rapidement.

Les lames de cuivre formant les cathodes sont enduites avec de l'éther de pétrole, afin de permettre d'en détacher facilement le cuivre qui se dépose sur elles.

L'opération de la séparation des métaux par l'électrolyse est lente et, par suite, les alliages en traitement représentent un capital immobilisé important.

On a aussi appliqué l'électrolyse à la précipitation du cuivre contenu dans les liqueurs provenant du lessivage de minerais sulfatés. Dans ce cas les anodes sont en charbon. Plus les liqueurs ainsi traitées sont concentrées, plus le dépôt sur les cathodes se fait rapidement. Par suite de la

décomposition du sulfate de cuivre, une partie de l'acide sulfurique qui le compose redevient libre et les liqueurs peuvent à la sortie de la dernière caisse, servir avantageusement, pour le lessivage du minerai sulfaté.

Des essais ont été faits pour séparer l'argent du plomb par électrolyse, mais ce mode de séparation a été trouvé bien inférieur à celui par voie sèche à l'aide du zinc.

Nous avons dit plus haut que l'électrolyse était employée avec avantage pour la précipitation de l'or contenu dans les lessives du traitement au cyanure. Il est appliqué avec succès par plusieurs usines du Transvaal. Les anodes sont formées de plaques de fer et les cathodes de lamelles de plomb. La distance entre les électrodes est de 35 millimètres. L'or et le plomb des cathodes sont retirés tous les mois et fondus ensemble, et l'alliage est passé au four de coupellation. L'or obtenu est d'une grande pureté.

Nous ne nous occuperons pas ici de la partie de l'électro-métallurgie ayant trait à la production de chaleur pour le traitement et la fusion de certains métaux, car nous n'avons parlé du procédé électrolytique que comme méthode d'extraction par voie humide, soit complète, pour les alliages, soit partielle, comme moyen de précipitation du cuivre contenu dans certaines lessives provenant du lavage de minerais calcinés au préalable.

CHAPITRE V

DOSAGE DU CUIVRE, DE L'ARGENT ET DE L'OR

La nécessité d'établir par l'analyse les conditions des mélanges et la marche des opérations pendant le cours du traitement des métaux par voie humide, a conduit à rechercher des procédés de dosage rapides et suffisamment exacts. Plusieurs grands établissements, entre autres ceux du Mansfeld, ont même institué des concours avec des prix assez élevés comme primes aux meilleurs procédés d'analyse.

DOSAGE DU CUIVRE

Colorimétrie. — Les usines d'extraction du cuivre emploient généralement la méthode colorimétrique pour suivre la marche de la fabrication. Dans la plupart de ces établissements, on a atteint par l'habitude une telle habileté dans cette opération que rarement il est constaté une différence sensible entre les résultats donnés par la colorimétrie et ceux indiqués par des méthodes plus exactes. En général, cette méthode n'est cepen-

dant employée que pour les déterminations rapides et approximatives, et surtout quand la substance à essayer est d'une teneur relativement faible.

La détermination des teneurs se fait par comparaison. A cet effet, on établit une gamme de couleurs, en faisant une dissolution de cuivre pur qu'on étend successivement d'eau, puis on y ajoute de l'ammoniaque afin d'obtenir une coloration bleue plus ou moins foncée, suivant la quantité de cuivre contenue dans la liqueur. On renferme, dans des flacons bien bouchés, des quantités égales de solution de façon à obtenir une série de types représentant toutes les colorations correspondant à des teneurs de 0,1, 0,2, 0,3 p. 100, etc., toujours avec un écart de un dixième entre chaque type nouveau.

Quand on a un minerai ou un mélange à analyser, on en dissout une quantité donnée, on ajoute de l'ammoniaque à la solution et on filtre le tout ; on verse la solution obtenue dans un flacon de même capacité et de même forme que ceux employés pour la conservation des liqueurs types ; on ajoute de l'eau distillée afin d'obtenir une quantité de liquide égale à celle des types et on détermine la teneur à l'œil en comparant la coloration du flacon d'essai avec celle des différents degrés de la gamme.

Dosage au moyen du zinc. — On fait digérer sur un bain de sable de 2 à 3 grammes de minerai pulvérisé aussi fin que possible, dans un mélange d'acide nitrique et d'acide chlorhydrique, puis on évapore plusieurs fois avec de l'acide

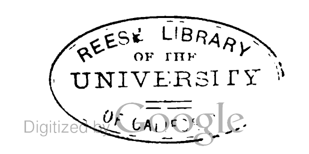
chlorhydrique afin de chasser complètement l'acide nitrique ; on reprend avec de l'eau distillée. On filtre et on lave bien le filtre.

La solution filtrée est placée dans une capsule ou un creuset en platine pesé d'avance, puis elle est concentrée par la chaleur si son volume est trop considérable. On y ajoute un petit morceau de zinc pur et au besoin un peu d'acide chlorhydrique, afin d'obtenir un faible dégagement d'hydrogène ; si ce gaz se produit en trop grande abondance, il faut étendre la solution d'un peu d'eau. Le cuivre commence aussitôt à se précipiter. Au bout d'une heure ou deux, le cuivre est déposé ; ce qu'on reconnaît avec certitude à ce qu'un essai de la liqueur n'est plus coloré en brun par une solution contenant de l'acide sulfurique. On laisse bien déposer le précipité, on décante la liqueur et on procède au lavage du précipité jusqu'à ce qu'il soit complètement débarrassé du fer, du zinc et de l'acide sulfurique qu'il renferme. Le lavage se fait au sulfhydrate d'ammoniaque.

Lorsque le précipité obtenu est bien lavé, on le porte au rouge dans un courant d'hydrogène et, après dessiccation complète, on laisse refroidir et on pèse.

Cette méthode est défectueuse si le minerai à essayer contient du plomb, de l'antimoine ou de l'étain, qui sont tous trois également précipités par le zinc. La méthode de dosage par le zinc est lente et exige beaucoup de manipulation, aussi n'est-elle employée que dans des cas spéciaux.

Dosage par l'hyposulfite de soude. — La dissolution de



minerai obtenue par l'eau régale est évaporée à siccité avec de l'acide sulfurique, pour expulser les acides nitriques et chlorhydriques. On reprend par l'eau acidulée d'acide chlorhydrique afin de maintenir le fer en dissolution. On filtre la solution que l'on fait bouillir, puis on y introduit goutte à goutte de l'hyposulfite de soude, jusqu'à ce qu'il ne se forme plus de précipité noir. Il faut avoir soin d'éviter l'adjonction d'un excès d'hyposulfite, qui dissoudrait à nouveau une partie du précipité formé. Lorsque celui-ci est bien réuni au fond du vase et qu'il n'y a plus de soufre qui surnage à la surface de la liqueur, tout le cuivre est précipité à l'état de sulfure. On le lave avec le plus grand soin, puis, séché, on le dépose dans un creuset taré dans lequel on ajoute de la fleur de soufre.

On couvre le creuset d'un couvercle percé d'un trou et l'on fait arriver un courant d'hydrogène. Après que l'appareil a marché à blanc pendant quelque temps, on allume une lampe à alcool placée sous le creuset, et on voit bientôt apparaître une flamme bleue indiquant la combustion du soufre. Lorsque cette flamme a disparu, on chauffe fortement pendant quelques instants, puis on laisse refroidir le sulfate dans un courant d'hydrogène et on pèse.

Ce procédé, très exact, est rendu lent par la nécessité de répéter les lavages du sulfure de cuivre précipité.

Dosage par l'électrolyse. — Ce procédé est celui qui est actuellement employé dans la plupart des laboratoires d'usines à cuivre et l'exactitude des résultats qu'il donne l'a fait

admettre sur le continent pour la détermination du cuivre contenu dans les matières cuivreuses achetées ou vendues sur analyse.

On procède à la dissolution du produit à traiter par l'eau régale et, après la première effervescence, on ajoute de l'acide sulfurique. On évapore jusqu'à siccité pour chasser les acides en excès, on ajoute 10 centimètres cubes d'acide sulfurique et on reprend par l'eau distillée. On chauffe légèrement et on filtre dans un vase de Berlin.

On suspend ensuite les deux électrodes en platine dans la liqueur en ayant soin de ne pas dépasser 5 millimètres pour l'écartement entre la base du cône formant cathode et le pied de l'électrode positive. Pour des solutions très riches en cuivre, cet écartement peut être porté à 10 millimètres. La partie supérieure du cône émerge au-dessus de la solution. On met alors la spirale et le cône en relation avec le pôle correspondant de la batterie électrique et, au bout de douze heures, tout le cuivre contenu dans la solution est déposé sur le cône en platine.

On s'assure de l'achèvement de l'opération en élevant le niveau du liquide dans le vase, à l'aide d'une addition d'eau de façon à immerger complètement le cône. Si la partie supérieure émergeant primitivement ne se ternit pas au bout d'une demi-heure, c'est que l'opération est complète.

On enlève alors avec soin le cône que l'on lave à l'eau distillée, puis à l'alcool et après qu'il est bien séché on le pèse.

Par ce procédé on peut faire un grand nombre d'essais à

la fois en réunissant plusieurs cônes et spirales aux fils correspondants d'un producteur d'électricité.

La façon de procéder que nous venons d'indiquer est celle proposée par MM. Ullgren et Capron. En principe, le procédé dû à Lecoq de Boisbaudan était le suivant :

On réduisait le cuivre dans un creuset en platine taré mis en communication avec le pôle négatif d'une pile, le creuset était recouvert d'un verre de montre percé d'un trou par lequel on introduisait un demi-cylindre formé d'une feuille de platine mise en communication avec le pôle positif. Le cuivre déposé était séché dans un courant d'hydrogène, puis pesé.

Les procédés que nous avons indiqués ci-dessus sont ceux que l'on emploie généralement dans les établissements dans lesquels on extrait le cuivre par la voie humide et où il est important de pouvoir faire des analyses nombreuses et aussi rapidement que possible. Dans les laboratoires, où l'on dispose de plus de temps, on emploie diverses autres méthodes que nous n'indiquerons que succinctement.

Précipitation par la potasse. — La solution du minerai est chauffée à 90 degrés centigrades dans une capsule, et on y ajoute successivement une dissolution de potasse jusqu'à ce que la précipitation soit complète. Il faut avoir soin d'éviter l'adjonction d'un excès de potasse.

Lorsque la précipitation est effectuée, on décante la liqueur que l'on remplace par de l'eau distillée, et on fait bouillir dans la capsule ; après répétition de ce lavage on filtre, lave sur le

filtre, sèche et pèse en ayant soin de joindre le filtre incinéré. Si la liqueur est acide, l'opération peut se faire lentement; si elle est ammoniacale, on doit filtrer rapidement.

Pour la détermination de la teneur en cuivre on a :

$$CuO \times 0,7985 = Cu$$

Précipitation par le sulfure d'hydrogène. — On précipite le cuivre en faisant passer par la solution un courant d'hydrogène sulfuré. On filtre, on lave le précipité et on sèche après quoi on procède au pesage du sulfure.

Généralement, le précipité séché auquel on a soin d'ajouter le filtre incinéré est chauffé avec de l'acide nitrique et un peu d'acide chlorhydrique; lorsque le soufre est séparé on filtre et on précipite par la potasse. On peut aussi obtenir le cuivre à l'état de sulfure cuivreux en fondant avec le soufre.

Dosage volumétrique par le cyanure de potassium. — On dissout 10 grammes de cuivre pur dans de l'acide nitrique on chasse les vapeurs rutilantes en faisant bouillir; on étend d'eau distillée et on ajoute de l'ammoniaque en excès. On introduit alors dans la liqueur une solution de cyanure de potassium contenu dans une burette graduée. On arrête l'opération lorsque la teinte a passé au lilas très clair, et on attend une vingtaine de minutes. Si la solution n'est pas devenue incolore, on ajoute encore successivement et goutte à goutte du cyanure. On note la quantité de cyanure employée et on opère de même sur la liqueur à doser.

On ne peut employer ce procédé si la liqueur à doser con-

tient de l'argent, du zinc, du nickel, du cobalt ou du manganèse.

Dosage volumétrique par le chlorure stanneux. — On élimine le fer de la liqueur chlorhydrique à doser, puis on emploie une solution titrée de chlorure stanneux que l'on ajoute à la solution jusqu'à décoloration complète de la liqueur cuivrique.

D'autres procédés de dosages volumétriques par la glucose, le xantate de potassium, le sulfocyanure de potassium ont été proposés, mais ces méthodes n'ont pas trouvé d'application dans les laboratoires industriels.

DOSAGE DE L'ARGENT

Dosage par la coupellation. — Ce procédé est basé sur ce que l'argent est inoxydable à la température de fusion, tandis que les autres métaux s'oxydent au-dessous de cette température et qu'ils sont plus ou moins solubles dans l'oxyde de plomb (litharge) qui fond au rouge.

Les alliages d'argent étant généralement à base de cuivre, la quantité de plomb à employer dépend de la teneur du mélange en cuivre et en argent. Comme on ne connaît pas le titre de l'argent à doser, il faut toujours ajouter du plomb en excès.

D'Arcet a établi une table indiquant le poids du plomb qu'il convient d'employer dans chaque cas.

TITRE de l'argent.	POIDS du cuivre.	POIDS du plomb nécessaire.	RAPPORT entre le poids du plomb et du cuivre.
1 000	0	3'10	» à »
950	50	3	60 à 1
900	100	7	70 à 1
800	200	10	50 à 1
700	300	12	40 à 1
600	400	14	35 à 1
500	500	16 à 17	32 à 1
400	600	Id.	26,6 à 1
300	700	Id.	22,8 à 1
200	800	Id.	20 à 1
100	900	Id.	17,8 à 1
1	999	Id.	16 à 1
0	1 000	Id.	Id. à »

La coupelle, dûment préparée, est chauffée dans un moufle. Lorsqu'elle est chaude, on y met le plomb pur et lorsque celui-ci est fondu on y ajoute, à l'aide d'une pincette, le grain à doser. Le plomb absorbe rapidement le grain, qui forme avec lui un alliage ternaire s'oxydant sous l'influence de l'accès de l'air circulant dans le moufle.

L'oxyde de plomb, entraînant l'oxyde de cuivre, pénètre dans la coupelle et l'on conserve, sur celle-ci, un bouton d'argent. On retire alors la coupelle du moufle et on laisse refroidir lentement, on enlève le bouton et on pèse. Il est bon de déterminer à peu près la quantité de plomb à employer, par un essai approximatif fait au préalable, de la matière à doser.

Le dosage par coupellation n'est jamais exact. Le laboratoire des essais de la monnaie de Paris a établi une table de compensation que nous donnons ci-dessous :

TITRES EXACTS	TITRE TROUVÉ par coupellation.	COMPENSATION
1 000	998,97	1,03
975	973,24	1,76
950	947,50	2,50
925	921,75	3,25
900	896,09	4,00
875	870,93	4,07
850	845,85	4,15
825	820,78	4,22
800	795,80	4,30
775	770,79	4,41
750	745,48	4,52
725	720,36	4,64
700	695,25	4,75
675	670,27	4,73
650	645,29	4,71
625	620,30	4,70
600	595,32	4,68
575	570,32	4,68
550	540,32	4,68
525	520,32	4,68
500	495,32	4,68
475	470,50	4,50
450	445,69	4,31
425	420,87	4,13
400	396,05	3,95
375	371,39	3,61
350	346,73	3,27
325	322,06	2,94
300	297,40	2,60
275	272,42	2,58
250	247,44	2,56
225	222,45	2,55
200	197,47	2,53
175	172,88	2,12
150	148,30	1,70
125	123,71	1,29
100	99,12	0,88
75	74,34	0,66
50	49,56	0,44
25	24,78	0,22

Dosage par voie humide. — Lorsque le composé métal-

lique à analyser est susceptible d'être dissous, l'argent se dépose généralement à l'état de chlorure. La précipitation a lieu à l'aide de l'acide chlorhydrique et le précipité recueilli est séché et pesé.

Ce procédé est le plus exact, mais ne peut être employé si la liqueur, sur laquelle on opère, renferme du mercure, du plomb ou de l'étain.

Dosage volumétrique par les sulfocyanates. — Pour doser l'argent par ce procédé, on dissout un gramme de l'alliage dans de l'acide nitrique, on évapore et on reprend avec de l'eau distillée, puis on procède au titrage par le sulfocyanate d'ammonium.

La présence du cuivre n'offre d'inconvénient que si la proportion de ce métal dépasse 8 p. 100. La couleur rouge du sulfocyanate ferrique est alors difficile à saisir.

Cette méthode est très expéditive et est susceptible d'une foule d'applications.

DOSAGE DE L'OR

Généralement l'or se dose par coupellation, et l'on procède comme il a été indiqué plus haut pour l'argent. Lorsqu'il est mêlé à l'argent, on dissout le bouton, écrasé au préalable, dans de l'acide nitrique ; le résidu, inattaqué, est recueilli, séché et pesé.

Comme cela est le cas pour l'argent, la quantité de plomb à employer varie suivant la teneur de l'alliage en or et en cuivre.

Au laboratoire de la commission des monnaies de Paris on a adopté les proportions suivantes :

Titre de l'or allié au cuivre.	Plomb nécessaire pour enlever le cuivre.
1 000 millièmes	1 partie
900 —	10 —
800 —	16 —
700 —	22 —
600 —	24 —
500 —	26 —
400 —	34 —
300 —	
200 —	
100 —	

L'or obtenu par la dissolution du bouton de coupellation dans l'acide nitrique n'est pas parfaitement pur, il contient toujours encore des traces d'argent dont on peut constater la présence en dissolvant la poussière d'or dans de l'eau régale; il y a donc une différence en plus. Au contraire, lorsqu'on se trouve en présence du dosage d'un alliage contenant beaucoup de cuivre, la perte d'or dépasse le gain donné par l'argent.

Voici le tableau de la valeur des erreurs que l'on commet dans l'essai des alliages d'or :

Titres réels	Titres trouvés		Différence
900	900,25	+	0,25
800	800,50	+	0,50
700	700		0,00
600	600		0,00
500	499,50	—	0,50
400	399,50	—	0,50
300	299,50	—	0,50
200	199,50	—	0,50
100	99,50	—	0,50

A la Monnaie de Paris on lamine le bouton provenant de la coupellation puis on le tourne en cornet. Il conserve sa forme pendant l'opération de l'attaque par l'acide nitrique, mais il devient très fragile.

On doit décanter la liqueur et les eaux de lavage avec soin, et le cornet est ensuite placé dans le moufle où on le porte au rouge ; il se resserre sous l'action de la chaleur, et, de friable qu'il était, il devient malléable.

TABLE DES MATIÈRES

CHAPITRE PREMIER

EXTRACTION DU CUIVRE

CHAPITRE II

EXTRACTION DE L'ARGENT PAR VOIE HUMIDE

CHAPITRE III

EXTRACTION DE L'OR PAR VOIE HUMIDE

CHAPITRE IV

ÉLECTRO-MÉTALLURGIE

CHAPITRE V

DOSAGE DE CUIVRE, DE L'ARGENT ET DE L'OR

CATALOGUE DE LIVRES

SUR

L'ÉLECTRICITÉ ET LA MÉTALLURGIE

PUBLIÉS PAR

LA LIBRAIRIE POLYTECHNIQUE BAUDRY ET Cie

15, RUE DES SAINTS-PÈRES, A PARIS

Le catalogue est envoyé franco sur demande.

ÉLECTRICITÉ

Traité d'électricité et de magnétisme.

Traité d'électricité et de magnétisme. Théorie et applications, instruments et méthodes de mesure électrique. Cours professé à l'école supérieure de télégraphie, par A. Vaschy, ingénieur des télégraphes, examinateur d'entrée à l'École Polytechnique. 2 volumes grand in-8 avec de nombreuses figures dans le texte . . . . 25 fr.

Théorie de l'électricité.

Théorie de l'électricité. Exposé des phénomènes électriques et magnétiques fondé uniquement sur l'expérience et le raisonnement, par A. Vaschy, ingénieur des télégraphes, examinateur d'admission à l'Ecole Polytechnique. 1 volume grand in-8°, avec 74 figures dans le texte, relié. . . . . 20 fr.

Traité pratique d'électricité.

Traité pratique d'électricité à l'usage des ingénieurs et constructeurs. Théorie mécanique du magnétisme et de l'électricité, mesures électriques, piles, accumulateurs et machines électrostatiques, machines dynamo-électriques génératrices, transport, distribution et transformation de l'énergie électrique, utilisation de l'énergie électrique, par Félix Lucas, ingénieur en chef des ponts et chaussées, administrateur des chemins de fer de l'Etat. 1 volume grand in-8° avec 278 figures dans le texte . . . . 15 fr.

Électricité industrielle.

Traité d'électricité industrielle, théorique et pratique, par Marcel Deprez, membre de l'Institut, professeur d'électricité industrielle au Conservatoire national des arts et métiers, professeur suppléant au Collège de France. 2 volumes grand in-8°, avec de nombreuses figures dans le texte, paraissant en 4 fascicules. Prix de souscription à l'ouvrage complet. 40 fr.

Chaque fascicule se vend séparément. . . . . 12 fr.

Électricité industrielle.

Traité pratique d'électricité industrielle. Unités et mesures; piles et machines électriques; éclairage électrique; transmission électrique de l'énergie; galvanoplastie et électro-métallurgie; téléphonie, par E. Cadiat et L. Dubost. 5e édition. 1 volume grand in-8°, avec 277 gravures dans le texte, relié. . . . . 16 fr. 50

Manuel pratique de l'électricien.

Manuel pratique de l'électricien. Guide pour le montage et l'entretien des installations électriques. par E. Cadiat. 2e édition 1 volume in-12 avec 229 figures dans le texte, relié. 7 fr. 50

Aide-mémoire de poche de l'électricien.

Aide-mémoire de poche de l'électricien; guide pratique à l'usage des ingénieurs, monteurs, amateurs électriciens, etc., par Ph. Picard et A. David, ingénieurs des arts et manufactures. 1 petit volume, format oblong de $0^m,125 \times 0^m,08$, relié en maroquin, tranches dorées . . . . 5 fr.

Contrôle des installations électriques.

Contrôle des installations électriques au point de vue de la sécurité. Le courant électrique, production et distribution de l'énergie, mesures, effets dangereux des courants, contrôle à l'usine, contrôle du réseau, des installations intérieures et des installations spéciales, résultats d'exploitation, règlements français et étrangers, par A. Monmerqué; ingénieur en chef des ponts et chaussées, ancien ingénieur des services de la première section des travaux de Paris et du secteur municipal d'électricité, précédé d'une préface de M. Hippolyte Fontaine, président honoraire de la chambre syndicale des électriciens. 1 volume in-8°, avec de nombreuses figures dans le texte, relié . . . . 10 fr.

Pile électrique.

Traité élémentaire de la pile électrique, par Alfred Niaudet. 3e édition revue par Hippolyte Fontaine et suivie d'une notice sur les accumulateurs, par E. Hospitalier. 1 volume grand in-8°, avec gravure dans le texte . . . . 7 fr. 50

Électrolyse.

Électrolyse; renseignements pratiques sur le nickelage, le cuivrage, la dorure, l'argenture, l'affinage des métaux et le traitement des minerais au moyen de l'électricité, par Hippolyte Fontaine, 2e édition. 1 volume grand in-8°, avec gravures dans le texte, relié. . . 15 fr.

Machines dynamo-électriques.

Traité théorique et pratique des machines dynamo-électriques, par R.-V. Picou, ingénieur des arts et manufactures. 1 volume grand in-8°, avec 198 figures dans le texte . 12 fr. 50

Moteurs électriques à champ magnétique tournant.

Les moteurs électriques à champ magnétique tournant, par R.-V. Picou, Supplément au *Traité des machines dynamo-électriques du même auteur*. 1 brochure grand in-8°, avec figures dans le texte . . . . 1 fr. 50

Machines dynamo-électriques.

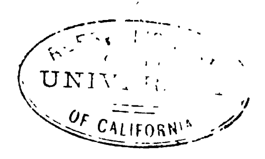
Traité théorique et pratique des machines dynamo-électriques, par Silvanus Thompson, traduit par E. Boistel, 2e édition. 1 volume grand in-8°, avec 558 gravures dans le texte. Relié. 30 fr.

Machines dynamo-électriques.

La machine dynamo-électrique, par Frœlich, traduit de l'allemand par E. Boistel. 1 volume grand in-8°, avec 62 figures dans le texte . . . . 10 fr.

Éclairage électrique.

Éclairage électrique de l'Exposition universelle de 1889. Monographie des travaux exécutés par le syndicat international des électriciens, par Hippolyte Fontaine. 1 volume in-4°, avec 29 planches tirées à part et 32 gravures dans le texte, relié. . . . . 25 fr.



Éclairage électrique.

Manuel pratique d'éclairage électrique pour installations particulières, maisons d'habitation, usines, salles de réunion, etc., par ÉMILE CAHEN, ingénieur des ateliers de construction des manufactures de l'État. 2e édition. 1 vol. in-12, avec de nombreuses figures dans le texte. Prix relié. . . . . 7 fr. 50

Éclairage électrique.

N. B. — Les mémoires ci-dessous ont paru dans le *Portefeuille des machines* et se vendent, avec la livraison qui les renferme, au prix de 2 fr. la livraison.

Locomobile électrique de Gramme destinée à l'éclairage à distance pouc la défense des places, avec 1 planche. Livraison de juillet 1878 . . . . 2 fr.

Éclairage électrique de la Gran Plaza de Toros du Bois de Boulogne à Paris, avee 1 planche. Livraison de mars 1891 . . . . 2 fr.

Usine municipale d'électricité des Halles centrales à Paris, avec 3 planches. Livraisons de juillet et d'août 1891. . . . . 4 fr.

Eclairage électrique de Saint-Pancras, station de Regent's Park, à Londres, avec 1 planche. Livraison de septembre 1892. . . . . 2 fr.

Eclairage électrique de l'avenue de l'Opéra. Livraison de février 1897 . . . . 2 fr.

Éclairage électrique.

Étude pratique sur l'éclairage électrique des gares de chemins de fer, ports, usines, chantiers et établissements industriels, par GEORGES DUMONT, avec la collaboration de GUSTAVE BAIGNIÈRES. 1 vol. gr. in-8, avec deux planches . . . . 5 fr.

Éclairage à Paris.

L'éclairage à Paris. Étude technique des divers modes d'éclairage employés à Paris sur la voie publique, dans les promenades et jardins, dans les monuments, les gares, les théâtres, les grands magasins, etc., et dans les maisons particulières. — Gaz, électricité, pétrole, huile, etc.; usines et stations centrales, canalisations et appareils d'éclairage; organisation administrative et commerciale, rapports des compagnies avec la Ville; traités et conventions; calcul de l'éclairement des voies publiques; prix de revient, par HENRI MARÉCHAL, ingénieur des ponts et chaussées et du service municipal de la ville de Paris. 1 volume grand in-8°, avec 221 figures dans le texte, relié . . . . 20 fr.

Électricité.

Manuel élémentaire d'électricité, par FLEEMING JENKIN, professeur à l'université d'Edimbourg; traduit de l'anglais par N. DE TÉDESCO. 1 volume in-12, avec 32 gravures . . 2 fr.

Courants polyphasés.

Courants polyphasés et alterno-moteurs. Théorie, construction, mode de fonctionnement et qualités des générateurs et des moteurs à courants alternatifs et polyphasés, transformateurs polyphasés et mesure de la puissance dans les systèmes polyphasés, par SILVANUS-P. THOMPSON, directeur du collège technique de Finsbury, à Londres, traduction par E. BOISTEL ingénieur-expert près le tribunal de la Seine. 1 vol. grand in-8°, avec 173 figures dans le texte, relié . . . . 16 fr.

Courants triphasés.

Applications et avantages des machines électriques à courants triphasés. Ce mémoire a paru dans la livraison de décembre 1895 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison. 2 fr.

Courants alternatifs d'électricité.

Les courants alternatifs d'électricité, par T. H. BLAKESLEY, professeur au Royal Naval College de Greenwich, traduit de la 3e édition anglaise et augmenté d'un appendice, par W. RECHNIEWSKI. 1 volume in-12, avec figures dans le texte, relié . . . . 7 fr. 50



Transformateurs.

Les transformateurs à courants alternatifs simples et polyphasés. Théorie, construction, applications, par GISBERT KAPP, traduit de l'allemand par A. O. DUBSKY et G. CHENET, ingénieurs électriciens. 1 volume in-8°, avec 132 figures dans le texte, relié . . . . 12 fr.

Courant électrique différentiel.

Le courant électrique différentiel, par ÉMILE MANGON. 1 brochure grand in-8°, avec figures dans le texte . . . . 2 fr. 50

Problèmes sur l'électricité.

Problèmes sur l'électricité. Recueil gradué comprenant toutes les parties de la science électrique, par le Dr ROBERT WEBER, professeur à l'académie de Neuchâtel. 2e édition. 1 vol. in-12, avec figures dans le texte . . . . 6 fr.

Installations électriques. Mesures de précaution.

Installations électriques d'éclairage et de transport d'énergie. Commentaires sur les mesures de précaution prescrites par l'Union des Compagnies allemandes d'assurances contre l'incendie, par le Dr OSCAR MAY, traduit de l'allemand sous la direction de PH. DELAHAYE. 1 brochure grand in-8°, avec 13 figures dans le texte . . . . 1 fr. 50

Transmission de force.

Transmission de force pour l'électricité appliquée à l'usine de fabrication d'engrais chimiques de P. Linet, à Aubervilliers. Cette étude a paru dans la livraison de juin 1896 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison. . . . . 2 fr.

Accumulateurs électriques.

Recherches théoriques et pratiques sur les accumulateurs électriques, par RENÉ TAMINE. 1 volume grand in-8°, avec gravures dans le texte. . . . . 7 fr. 50

Accumulateur voltaïque.

Traité élémentaire de l'accumulateur voltaïque, par ÉMILE REYNIER. 1 volume grand in-8°, avec 62 gravures dans le texte et un portrait de M. Gaston Planté. . . . . 6 fr.

Accumulateurs électriques.

Étude sur les accumulateurs Peyrusson. Ce mémoire a paru dans la livraison d'octobre 1893 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison . . . . 2 fr.

Voltamètres-régulateurs.

Les voltamètres-régulateurs zinc-plomb. Renseignements pratiques sur l'emploi de ces appareils, leur combinaison avec les dynamos et les circuits d'éclairage, par EMILE REYNIER. 1 brochure in-8°, avec gravure et schémas d'installation. . . . . 1 fr. 25

Téléphone.

Le Téléphone, par WILLIAM-HENRI PREECE, électricien en chef du *British Post-Office*, et JULIUS MAIER, docteur ès sciences physiques. 1 volume grand in-8°, avec 290 gravures dans le texte . . . . 15 fr.

Télégraphie électrique.

Traité de télégraphie électrique. — Production du courant électrique. — Organes de réception. — Premiers appareils. — Appareil Morse. — Appareils accessoires. — Installation des postes. — Propriétés électriques des lignes. — Lois de la propagation du courant. — Essais électriques, recherches des dérangements. — Appareils de translation, de décharge et de compensation. — Description des principaux appareils et des différents systèmes de transmission. — Etablissement des lignes aériennes, souterraines et sous-marines, par H. THOMAS, ingénieur des télégraphes. 1 volume grand in-8°, avec 702 figures dans le texte. Relié. 25 fr

Télégraphie sous-marine.

Traité de télégraphie sous-marine. — Historique. — Composition et fabrication des câbles télégraphiques. — Immersion et réparation des câbles sous-marins. — Essais électriques. — Recherche des défauts. — Transmission des signaux. — Exploitation des lignes sous-marines, par Wunschendorff, ingénieur des télégraphes. 1 volume grand in-8°, avec 469 gravures dans le texte . . . . 40 fr.

Tirage des mines par l'électricité.

Le tirage des mines par l'électricité, par Paul-F. Chalon, ingénieur des arts et manufactures. 1 volume in-18 jésus, avec 90 figures dans le texte. Prix, relié. . . . . . 7 fr. 50

MÉTALLURGIE

Métallurgie du fer.

Manuel théorique et pratique de la métallurgie du fer, par A. Ledebur, professeur de métallurgie à l'Ecole des mines de Freiberg (Saxe), traduit de l'allemand par Barbary de Langlade, ancien élève de l'École Polytechnique, ingénieur civil des mines, maître de forges; revu et annoté par F. Valton, ingénieur civil des mines, ancien chef de service des hauts fourneaux et aciéries de Terre-Noire. 2 volumes grand in-8°, avec 350 figures dans le texte, reliés . . . . 45 fr.

Métallurgie de l'acier.

La métallurgie de l'acier, par Henry Marion Howe, professeur à Boston (Etats-Unis), traduit par Octave Hock, ingénieur aux usines à tubes de la Société d'Escaut et Meuse, à Anzin, ancien chef de service des Aciéries d'Isbergues. 1 volume in-4°, avec de nombreuses figures dans le texte, relié. . . . . 75 fr.

Métallurgie : cuivre, plomb, argent et or.

Traité théorique et pratique de métallurgie : cuivre, plomb, argent et or, par C. Schnabel, professeur de métallurgie et de chimie technologique à l'Académie des mines de Clausthal (Harz), traduit de l'allemand par le Dr L. Gautier. 1 volume grand in-8°, avec 586 figures dans le texte, relié. . . . . 40 fr.

Métallurgie.

Principes de la fabrication du fer et de l'acier, par sir J. Lowthian Bell, traduit de l'anglais par Hallopeau, professeur à l'École centrale. 1 volume grand in-8°, avec 7 planches hors texte. . . . . 15 fr.

Métallurgie.

Album du cours de métallurgie professé à l'École centrale des arts et manufactures, par Jordan, ingénieur d'usines métallurgiques, professeur à l'Ecole centrale. 1 atlas de 140 planches in-folio, cotées et à l'échelle, et 1 volume grand in-8°. . . . . 80 fr

Métallurgie.

Traité complet de métallurgie, comprenant l'art d'extraire les métaux de leurs minerais et de les adapter aux divers usages de l'industrie, par Percy, professeur à l'Ecole des mines de Londres. Traduit avec l'autorisation et sous les auspices de l'auteur, avec introduction, notes et appendices, par A.-E. Petitgand et A. Ronna, ingénieurs. 5 vol grand in-8°, avec de nombreuses gravures . . . . 75 fr.

Chaque volume se vend séparément. 18 fr.

Métallurgie.

Traité théorique et pratique de la métallurgie du fer, comprenant la fabrication de la fonte, du fer, de l'acier et du fer-blanc, à l'usage des savants, des ingénieurs et des Écoles spéciales, par C.-E. Jullien, ancien ingénieur du Creusot, de l'usine de Montataire et des aciéries de Pétin, Gaudet et Cie. 1 volume et 1 atlas in-4° de 52 planches doubles . 36 fr.

Métallurgie.

Cours de métallurgie professé à l'École des mines de Saint-Etienne. par Urbain Le Verrier, ingénieur des mines.

1re *partie*. Métallurgie des métaux autres que le fer, comprenant la métallurgie du plomb, du cuivre, du zinc, de l'étain, de l'antimoine et du bismuth, du nickel et cobalt, du mercure, de l'argent, de l'or et du platine. 1 volume in-4°, avec 43 planches . . . . . 18 fr.

2e *partie*. Métallurgie générale. 1 volume in-4°, avec 36 planches. . . . . 25 fr.

3e *partie*. Métallurgie de la fonte. 1 volume in-4°, avec 17 planches. . . . . . . 18 fr

Métallurgie.

Etat actuel de la métallurgie du fer dans le pays de Siegen (Prusse), notamment de la fabrication des fontes aciéreuses, par Jordan. 1 volume in-8°, avec planches . . . . 5 fr.

Électrométallurgie.

Traité d'électrométallurgie. Magnésium, lithium, glucinium, sodium, potassium, calcium, aluminium, cerium, lanthane, didyme, cuivre, argent, or, zinc, cadmium, mercure, étain plomb, bismuth, antimoine, chrome, manganèse, fer, nickel, cobalt, platine, etc., par W. Borchers, professeur à l'école de métallurgie de Duisburg, traduit d'après la deuxième édition allemande, par le Dr L. Gautier. 1 volume grand in-8°, avec 198 figures dans le texte. 25 fr

Alliages de cuivre et de zinc.

Recherches sur les alliages de cuivre et de zinc, par Georges Charpy, ancien élève de l'Ecole polytechnique, docteur ès sciences, avec 11 figures dans le texte, 4 planches en phototypie et de nombreux tableaux. Ce mémoire a paru dans la livraison de février 1896 du *Bulletin de la Société d'encouragement*. Prix de la livraison . . . . 5 fr.

Préparation des minerais.

Traité pratique de la préparation des minerais, manuel à l'usage des praticiens et des ingénieurs des mines, par C. Linkenbach, ingénieur des usines à plomb argentifère d'Ems, traduit de l'allemand par E. Coutrot, ingénieur des mines. 1 vol. grand in-8°, avec 24 planches. Relié . . . . 30 fr.

Grillage des minerais.

Traité théorique des procédés métallurgiques de grillage, par Plattner (traduit de l'allemand) annoté et augmenté, par Alphonse Fétis. 1 volume in-8°, avec planches. . . 12 fr.

Trempe de l'acier.

Théorie et pratique de la trempe de l'acier, par Fridolin Reiser, directeur de l'aciérie de Kapfenberg, 2e édition, traduit de l'allemand par Barbary de Langlade, ancien élève de l'Ecole polytechnique, ingénieur civil des mines, maitre de forges. 1 volume in-8°, relié. 7 fr. 50

Trempe de l'acier.

Étude sur la trempe de l'acier : Métaux employés, description des appareils, étude des transformations du fer et du carbone, influence de la température de trempe sur les propriétés mécaniques, essais divers, conclusions, par Georges Charpy, ancien élève de l'Ecole polytechnique, docteur ès sciences physiques, avec 29 figures dans le texte et de nombreux tableaux. Ce mémoire a paru dans la livraison de juin 1895 du *Bulletin de la Société d'encouragement*. Prix de la livraison. . . . . 5 fr.

Analyse micrographique des aciers.

Méthode générale pour l'analyse micrographique des aciers au carbone. Opérations préliminaires, méthode générale, constituants primaires des aciers au carbone, séparation micrographique des constituants, examen détaillé de quelques aciers, conclusions, par F. Osmond; avec 4 planches en photogravure. Ce mémoire a paru dans la livraison de mai 1895 du *Bulletin de la Société d'encouragement*. Prix de la livraison . . . . 5 fr.

Presse hydraulique à forger.

Presse hydraulique à forger de 1 200 tonnes, système Breuer, Schumacher et Cie, avec 1 planche. Ce mémoire a paru dans la livraison de septembre 1893 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison. . . . . 2 fr.

Marteau-pilon.

Marteau-pilon de 80 tonnes et atelier de martelage des usines de Saint-Chamond, avec 1 planche. Ce mémoire a paru dans la livraison de janvier 1880 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison. . . . . 2 fr.

Fabrication de la tôle.

De la fabrication de la tôle en Belgique. et description des installations récentes pour la production des fers de poids extra, par Rongé. 1 volume in-8°, avec trois planches. . 5 fr.

Pesage des lingots d'acier pendant la coulée.

Pesage des lingots d'acier pendant la coulée, avec 1 planche. Ce mémoire a paru dans la livraison de juillet 1881 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison. . . . . 2 fr.

Hauts fourneaux.

Construction et conduite des hauts fourneaux et fabrication des diverses fontes, par A. de Vathaire, ancien directeur des hauts fourneaux de Bessèges, Saint-Louis, Marnaval, Forges de Champagne et Balaruc. 1 vol. grand in-8°, et 1 atlas in-4° de 16 planches. . . 18 fr.

Hauts fourneaux.

Documents concernant le haut fourneau pour la fabrication de la fonte de fer, par Schinz, traduit de l'allemand par Fievet. 1 vol. grand in-8°, avec planches. . . . . . . 6 fr. 50

Manuel du fondeur.

Manuel du fondeur-mouleur en fer. Études : 1° sur les fontes de moulage; analyses et mélanges; 2° l'installation et le matériel complet d'une fonderie de moyenne importance, pour moulage en pièces mécaniques; 3° le moulage en terre; 4° le moulage au trousseau en sable; 5° le moulage en fonte trempée, par E. Molerat, chef fondeur-mouleur. 1 vol. grand in-8°, avec 69 planches. . . . . 15 fr.

L'Art du mouleur.

L'art du mouleur. Manuel pratique pour le moulage des pièces devant être coulées en fonte de fer ou en acier, par A. Tesson, ancien chef d'atelier de fonderie, ancien élève des Écoles nationales d'art et métiers. 1 volume grand in-8°, avec 286 figures dans le texte, relié, 20 fr.

Emploi de l'acier moulé.

Emploi de l'acier moulé pour la confection de différents organes de machine à vapeur et particulièrement des locomotives, avec 1 planche. Ce mémoire a paru dans la livraison de mai 1893 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison. . . . . 2 fr.

Métallurgie de l'aluminium.

Note sur la métallurgie de l'aluminium et sur ses applications, par U. Le Verrier, ingénieur en chef des mines, professeur au Conservatoire des Arts et Métiers, 1 brochure grand in-8°. . . . . 2 fr. 50

Aluminium et nickel.

L'aluminium et le nickel. Conférence faite devant l'Association française pour l'avancement des sciences, par Jules Garnier. 1 brochure in-8°. . . . . 2 fr. 50

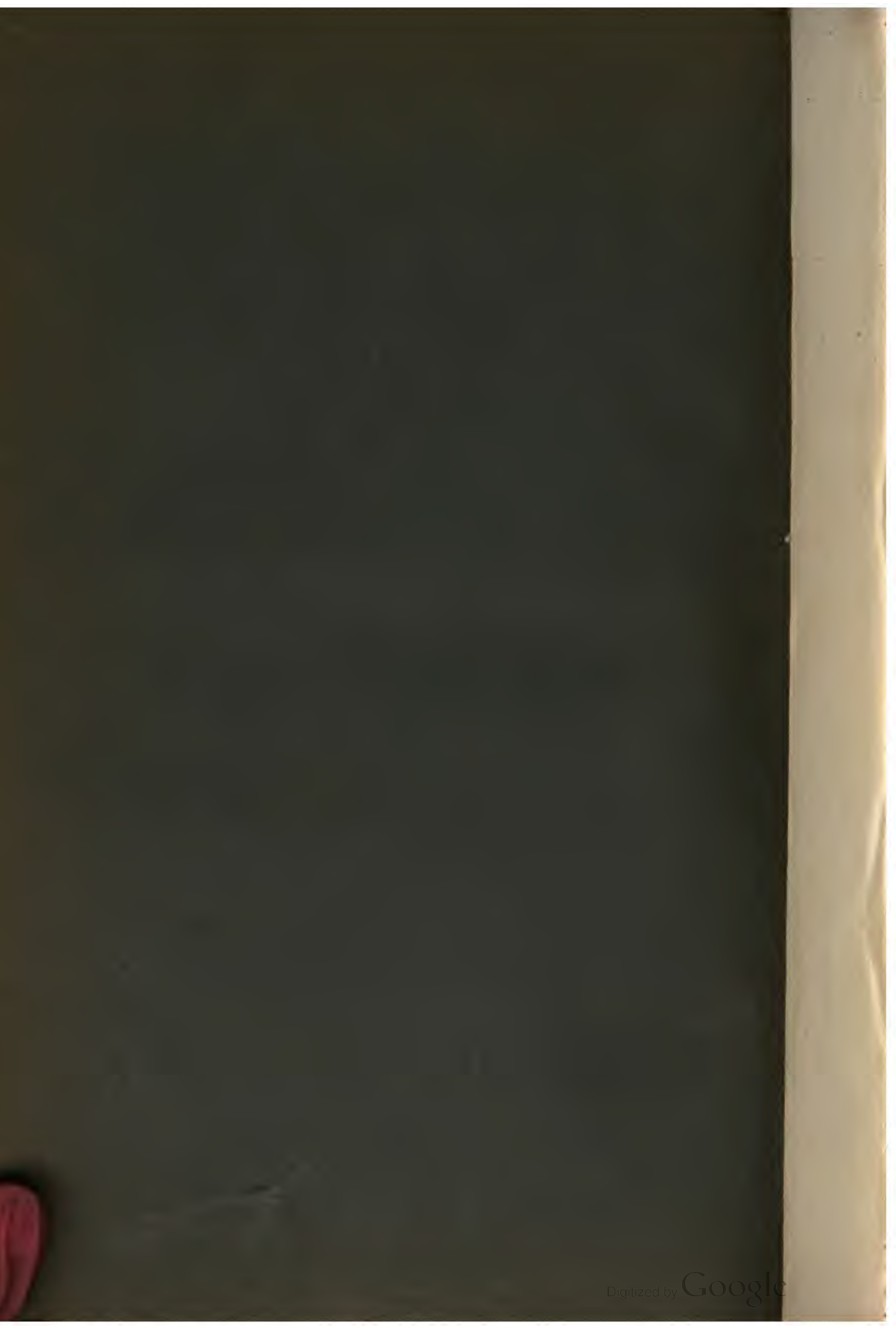
L'Acier dans les constructions.

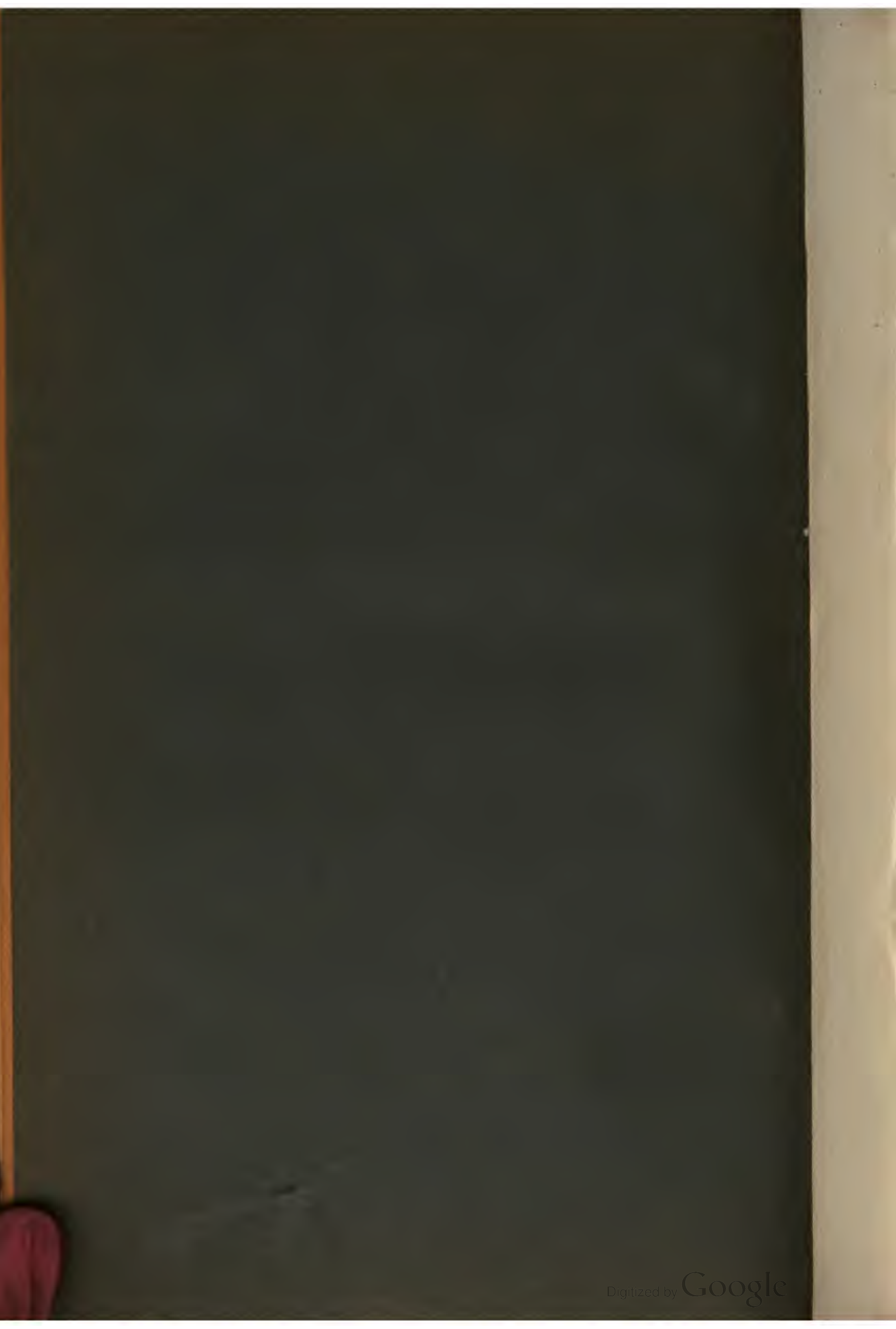
De l'emploi de l'acier dans les constructions navales, civiles et mécaniques, par Périssé. 1 volume grand in-8° . . . . 3 fr.

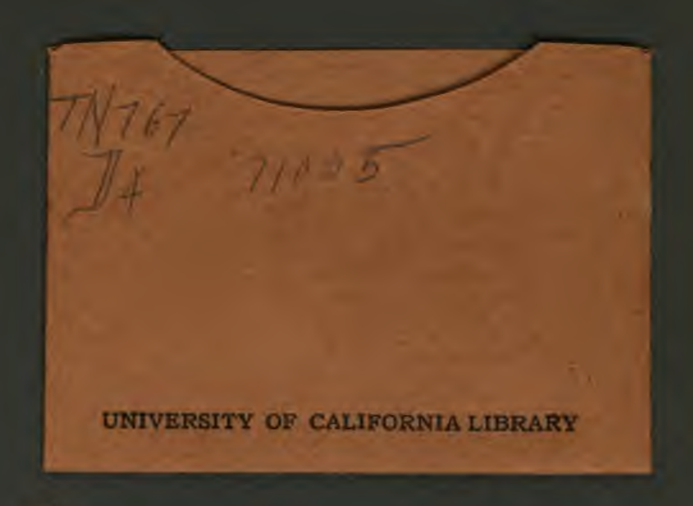
Galvanisation du fer.

Galvanisation à froid, système Cowper-Coles. Ce mémoire a paru dans la livraison de septembre 1891 du *Portefeuille des machines*. Prix de la livraison. . . . . 2 fr.

ÉVREUX, IMPRIMERIE DE CHARLES HÉRISSEY






TN767
J4
71025
UNIVERSITY OF CALIFORNIA LIBRARY

